Министерство образования и науки Российской Федерации
Байкальский государственный университет экономики и права

К. Н. Костромитинов
В. М. Лысков

# Оценка эффективности отработки месторождений драгоценных металлов

Иркутск
Издательство БГУЭП
2015

УДК 338.45.622
ББК 65.9(2) 304.11
К72

Печатается по решению редакционно-издательского совета
Байкальского государственного университета экономики и права

Рецензенты д-р экон. наук, проф. В. С. Колодин
канд. техн. наук В. П. Неганов

Костромитинов К. Н.
К72 Оценка эффективности отработки месторождений драгоценных металлов / К. Н. Костромитинов, В. М. Лысков. – Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2015. – 530 с.

ISBN 978-5-7253-2830-1

Приводятся показатели деятельности горных предприятий различных стран мира и России по добыче драгоценных металлов открытым и подземным способами разработки. Даются методы технико-экономической оценки освоения рудных и россыпных месторождений.

Монография предназначена для специалистов горной промышленности, преподавателей и студентов, интересующихся эффективной разработкой и освоением месторождений драгоценных металлов.

УДК 338.45.622
ББК 65.9(2) 304.11

© Костромитинов К. Н.,
Лысков В. М., 2015
© Издательство БГУЭП, 2015

ISBN 978-5-7253-2830-1

## ОГЛАВЛЕНИЕ

**Введение** ..... 7
**Раздел 1. Потребление и производство драгоценных металлов** ..... 9
1.1. Основные понятия оценки состояния ресурсной базы месторождений драгоценных металлов ..... 9
1.2. Мировые запасы золота и его минерально-сырьевая база, характеристика, основные перспективы развития ..... 13
1.3. Минерально-сырьевые ресурсы и запасы золота в России ..... 34
1.4. Состояние минерально-сырьевой базы серебра ..... 44
1.5. Ресурсная база металлов платиновой группы ..... 52
1.6. Потребление и тенденции развития мирового рынка золота ..... 57
1.7. Потребление и тенденции конъюнктуры рынка серебра ..... 76
1.8. Потребление и тенденции конъюнктуры рынка металлов платиновой группы ..... 80
1.9. Мировое производство драгоценных металлов ..... 93
1.9.1. Производство золота ..... 93
1.9.2. Производство серебра ..... 95
1.9.3. Производство металлов платиновой группы ..... 100
1.10. Крупнейшие золотодобывающие компании мира ..... 104

**Раздел 2. Конкурентоспособность горных предприятий** ..... 130
2.1. Характеристика конкурентной среды горных предприятий ..... 130
2.1.1. Конкурентная среда и цены на драгоценные металлы ..... 130
2.1.2. Борьба за ресурсы полезных ископаемых ..... 142
2.2. Законодательно-правовая база защиты конкуренции ..... 152
2.2.1. Структура законодательной базы ..... 152
2.2.2. Естественные монополии ..... 157
2.2.3. Государственный контроль ..... 162
2.3. Экономические модели конкуренции ..... 164
2.3.1. Рынок совершенной конкуренции ..... 164
2.3.2. Рынок несовершенной конкуренции ..... 165
2.3.3. Параметры моделей конкуренции ..... 167
2.4. Диагностика факторов конкурентной среды ..... 169
2.4.1. Факторы регулирования конкуренции ..... 169
2.4.2. Оценка концентрации рыночных долей ..... 171
2.5. Стратегия борьбы в конкурентной среде ..... 174
2.5.1. Типы конкурентных стратегий горных предприятий ..... 174
2.5.2. Стратегия снижения себестоимости продукции горных предприятий ..... 176
2.5.3. Стратегия дифференциации продукции ..... 178
2.5.4. Стратегия сегментирования рынка ..... 178
2.5.5. Стратегия внедрения новшеств ..... 180
2.5.6. Стратегия немедленного реагирования на потребности рынка ..... 181

2.5.7. Стратегия установления цен ..... 181
2.5.8. Оценка конкурентных позиций предприятия ..... 184
2.6. Анализ уровня качества продукции ..... 186
2.6.1. Методы оценки уровня качества продукции ..... 186
2.6.2. Экспертные методы оценки качества продукции ..... 188
2.6.3. Упрощенный метод оценки уровня конкурентоспособности горного оборудования по экономическим показателям ..... 190
2.6.4. Оценка качества отработки месторождения ..... 191
2.7. Анализ конкурентоспособности предприятия ..... 194
2.7.1. Факторы, влияющие на конкурентоспособность предприятия ..... 194
2.7.2. Методы оценки конкурентоспособности предприятия по значимости рынка и удельному весу товара ..... 195
2.7.3. Оценка конкурентоспособности субъектов рынка методом анализа иерархии ..... 197
2.7.4. Основные показатели финансового состояния фирмы ..... 199
2.7.5. Анализ конкурентоспособной деятельности предприятия по динамическим показателям ..... 202
2.7.6. Инвестирование проекта горного предприятия ..... 203
2.8. Пути повышения конкурентоспособности предприятия ..... 206
2.8.1. Методика определения уровня конкурентоспособности горного предприятия по основным показателям ..... 206
2.8.2. Улучшение использования ресурсов ..... 207
2.8.3. Экономические показатели горного предприятия ..... 208
2.8.4. Показатели использования основных производственных фондов и оборотных средств ..... 209
2.9. Управление конкурентоспособностью предприятия ..... 210
2.9.1. Основы управления конкурентоспособностью ..... 210
2.9.2. Система обеспечения качества и конкурентоспособности ..... 213
2.9.3. Этапы развития систем управления качеством ..... 216
2.9.4. Эффективность управления систем качества ..... 219

**Раздел 3. Экономическое обоснование разработки рудных месторождений открытым способом** ..... 224
3.1. Краткий обзор месторождений ..... 224
3.1.1. Магаданская область ..... 225
3.1.2. Состояние сырьевой базы и золотодобычи в Алтайском крае ..... 228
3.1.3. Иркутская область ..... 230
3.1.4. Красноярский край ..... 231
3.1.5. Якутия ..... 232
3.1.6. Хабаровский край ..... 232
3.1.7. Забайкалье ..... 233
3.1.8. Амурская область ..... 233
3.1.9. Камчатский край ..... 234

3.2. Обоснование глубины карьера ..... 235
3.3. Производственная мощность и срок службы карьера..... 236
3.4. Вскрытие и подготовка карьерного поля ..... 237
3.5. Система разработки ..... 238
3.6. Экономическое обоснование разработки рудных месторождений .. 245
3.6.1. Теоретические основы определения товарной продукции..... 245
3.6.2. Экономическое обоснование кондиций ..... 246
3.6.3. Пример определения экономической эффективности разработки рудного месторождения открытым способом..... 251

**Раздел 4. Технико-экономическое обоснование разработки россыпных месторождений открытым способом**..... 256
4.1. Современное состояние добычи золота из россыпей..... 256
4.2. Запасы и контуры россыпных месторождений..... 260
4.3. Горно-подготовительные работы ..... 278
4.4. Бульдозерно-скреперный способ разработки россыпей ..... 300
4.5. Экскаваторный способ разработки россыпей ..... 326
4.6. Разработка россыпей с применением передвижных промывочных установок и драглайнов..... 341
4.7. Вскрышные работы драглайнами при разработке россыпи широкими заходками (полосами) ..... 368
4.8. Разработка россыпей драгами..... 383
4.9. Вскрыша торфов драглайнами на дражных полигонах ..... 392
4.10. Оценка возможностей прироста промышленных запасов для месторождений со сложными горно-геологическими условиями ..... 405
4.11. Пример технико-экономической оценки разработки глубокой россыпи открытым раздельным способом ..... 414

**Раздел 5. Экономическая оценка золотодобычи из руд подземным способом**..... 418
5.1. Краткие сведения о месторождениях..... 418
5.2. Параметры систем разработки рудных месторождений..... 424
5.3. Геомеханические конструктивные элементы систем разработки .... 436
5.3.1. Крутопадающие рудные жилы ..... 436
5.3.2. Золоторудные жилы малой мощности наклонного залегания ... 438
5.4. Пример определения экономической эффективности разработки рудного месторождения подземным способом..... 440
5.5. Экономические последствия от потерь при разработке месторождений ..... 444

**Раздел 6. Оценка эффективности разработки россыпей подземным способом**..... 446
6.1. Горно-гелогические условия разработки россыпей ..... 446
6.2. Системы разработки россыпных месторождений ..... 447

6.3. Геомеханические процессы и методы управления горным давлением ... 451
6.3.1. Управление горным давлением ... 451
6.3.2. Факторы, влияющие на устойчивость кровли ... 455
6.4. Классификация кровли ... 464
6.5. Устойчивость обнажений кровли в очистных выработках ... 466
6.6. Расчетный метод определения критической площади обнажения кровли ... 472
6.7. Экономический ущерб от потерь в целиках ... 474
6.8. Комбинированная открыто-подземная разработка россыпей ... 476
6.9. Экономическое обоснование подземной разработки россыпей ... 481

**Раздел 7. Учет факторов риска при оценке эффективности разработки рудных месторождений золота** ... 486
7.1. Понятие риска и его природа. Систематизация видов риска ... 486
7.2. Качественно-количественный анализ рисков освоения рудных месторождений золота ... 492
7.3. Оценка существующих методов при отборе горнопромышленных проектов ... 506
7.4. Основные параметры оценки экономической эффективности проектов освоения рудных месторождений золота ... 511
7.5. Методика оценки экономической эффективности разработки рудных месторождений золота ... 515
7.5.1. Основные задачи, принципы и условия разработки инвестиционного проекта золотодобывающего предприятия ... 515
7.5.2. Факторы риска и определение экономических последствий ... 518
7.5.3. Методика оценки экономической эффективности разработки рудных месторождений золота с учетом фактора риска ... 520

**Список использованной литературы** ... 526

# ВВЕДЕНИЕ

История развития серебряного и золотого промысла тесным образом связана с историей развития человечества. Золото и серебро как эквивалент экономического процветания и богатства стран и народов по-прежнему сохраняют свое особое значение. В современном мире наряду с функцией стратегического валютного резерва все больше возрастает роль драгоценных металлов. Это обусловлено бурным развитием новых отраслей – электроники, космической техники, медицинской техники, ювелирной промышленности и т. д.

Благодаря своим свойствам, а также в силу вековых традиций драгоценные металлы как товар имеют исключительные преимущества наряду с топливно-энергетическими ресурсами, драгоценными камнями и являются лидером на рынке минерально-сырьевых ресурсов, учитывая даже относительно небольшие объемы производства.

В отличие от кредитно-бумажных денег, находящихся в юрисдикции отдельных государств, драгоценные металлы не имеют национальных границ, и их платежеспособность не зависит от внутренних и внешних факторов. Представляя драгоценные металлы как всеобщее платежное средство, их можно рассматривать как один из стратегических факторов обеспечения экономической безопасности страны, способное в сложные периоды погасить дефицит платежного баланса.

Представленная читателям монография посвящена исследованию основных этапов становления и развития мирового рынка драгоценных металлов с экономической оценкой технологии их добычи открытым и подземным способами разработки руд и россыпей.

В монографии уделено внимание экономической оценке освоения месторождений драгоценных металлов с использованием современных методик, применяемых при оценке кондиций месторождений.

В отечественной золотопромышленности на протяжении более двух столетий россыпные месторождения занимали ведущее место в объемах добычи золота. В последнее время, несмотря на изменение соотношения добычи золота из россыпей и коренных месторождений, потенциал россыпей достаточно велик для сохранения при существующем уровне на 10–15 лет. В связи с этим необходимо проведение технико-экономических расчетов по эффективной подготовке и отработке россыпей при различных способах их разработки, а также оценка возможностей прироста промышленных запасов для месторождений со сложными горно-геологическими условиями.

При подготовке монографии использованы труды отечественных и иностранных ученых, материалы российских и зарубежных периодических изданий и сайтов.

Обзор состояния добычи золота в мире и России, а также вопросы минерально-сырьевой базы ресурсов драгоценных металлов, тенденции развития рынка драгоценных металлов и их производства, учет факторов риска при оценке месторождений золота подготовлены кандидатом экономических наук,

профессором В. М. Лысковым (разделы 1 и 7). Вопросы конкурентоспособности горных предприятий, технико-экономическое обоснование параметров горных работ, технология разработки рудных и россыпных месторождений открытым и подземным способом подготовлены кандидатом технических наук, профессором К. Н. Костромитиновым (разделы 2–6 и частично 1).

Работы выполнялись в тесном сотрудничестве с работниками ОАО «Лензолото», Иркутского государственного технического университета и Иргиредмета.

Авторы приносят искреннюю благодарность В. С. Кочеткову, Ф. В. Дудинскому, Б. Л. Тальгамеру, В. Н. Мунгалову, К. В. Галицкой за предоставленные материалы и оказанную помощь, а также благодарят за помощь в подготовке и редактировании монографии Д. А. Соломина.

# Раздел 1. ПОТРЕБЛЕНИЕ И ПРОИЗВОДСТВО ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

## 1.1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ РЕСУРСНОЙ БАЗЫ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

При оценке конкурентоспособности горных предприятий, в особенности осуществляющих добычу драгоценных металлов, большое значение имеет состояние ресурсной базы, поскольку от ее уровня зависят срок, производительность и эффективность, а также затраты на отработку месторождения. Ниже приведены данные о состоянии минерально-сырьевой базы драгоценных металлов мира, отдельных стран-продуцентов, а также ведущих компаний. Однако при подготовке настоящей работы возникают сложности в получении информации о запасах и ресурсах, поэтому ниже приведены данные, полученные из открытых источников.

Резонно возникает вопрос, о том каковы разведанные запасы и на сколько лет хватит их при существующей в последние годы тенденции добычи.

Прежде чем ответить на поставленные вопросы, представляется крайне важным дать описание некоторых теоретических аспектов, таких как понятие минерально-сырьевой базы, ее характеристики, структура запасов и оценка прогнозных ресурсов.

**Минеральные ресурсы** – совокупность полезных ископаемых, выявленных в недрах, доступных и пригодных для промышленного использования и, как правило, количественно оцененных геологическими исследованиями и геологической разведкой. Минерально-сырьевая база представляет собой подготовленную к освоению часть минерально-сырьевого потенциала, выявленную и учтенную в результате проведенных геологоразведочных работ и их детальности. **Минерально-сырьевая база** (МСБ) представляет собой совокупность различных видов запасов и ресурсов, учтенных на определенную дату и являющихся основой для добычи в различные периоды времени.

Для количественной оценки МСБ минеральных ресурсов, в том числе золота, используются следующие понятия: запасы драгоценных металлов и прогнозные ресурсы. **Запасы** – это количество металла в недрах земли, установленное по данным геологоразведочных работ или в процессе разработки месторождений. **Прогнозные ресурсы** – возможное количество полезного ископаемого в слабо изученных участках земной коры и гидросферы.

Запасы по степени разведанности и изученности качества полезного ископаемого подразделяются на две группы: разведанные и предварительно оцененные. В свою очередь разведанные запасы подразделяются на категории А, В, $C_1$, а предварительно оцененные – на категорию $C_2$.

**Категория А** – запасы разведанные и оконтуренные скважинами или горными выработками, изученные с такой степенью детальности, что позволяют выявить условия залегания, форму строения тела (тел) полезного ископае-

мого, а также полное выявление природных типов и сортов минерального сырья и их соотношения, пространственное положение, выделение и оконтуривание без рудных и некондиционных участков внутри тел полезных ископаемых, полное выявление качества, технологических свойств и природных факторов (гидрогеологических, инженерно-геологических и др.), определяющих условия ведения добычных работ.

**Категория В** – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выявление основных особенностей условий залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого и закономерностей их распределения без точного отображения пространственного положения каждого типа, выявление соотношения и характера без рудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого без точного оконтуривания, определение качества и основных технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия ведения добычных работ. Контур запасов полезного ископаемого определен по данным разведочных выработок, с включением при устойчивой мощности и выдержанном качестве полезного ископаемого ограниченной зоны экстраполяции.

**Категория $C_1$** – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выявление общих черт условий залегания, формы и строения полезного ископаемого, его природных типов, промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также ряда природных факторов, определяющих условия ведения добычных работ. Контур запасов определен на основании разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным.

**Категория $C_2$** – запасы, предварительно оцененные, у которых условия залегания, формы и распространение тел полезного ископаемого определены на основе геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезного ископаемого в отдельных точках либо по аналогии с изученными участками. Качество полезного ископаемого определено на основе единичных проб и образцами или по данным примыкающих разведанных участков. Контур запасов принят в пределах геологически благоприятных структур и комплексов горных пород.

В зависимости от категории при подсчете запасов россыпного золота допускается погрешности ±15; ±25; ±45 % соответственно для категории А, В, $C_1$.

Прогнозные ресурсы по степени обоснованности подразделяются на три категории: $P_1$, $P_2$, $P_3$.

**Природные ресурсы категории $P_1$** отражают возможность прироста запасов за счет расширения площадей распространения тел полезных ископаемых за контуром подсчета запасов по категории $C_2$ или обнаружение новых тел полезных ископаемых на ранее разведанных, производящих разведку в настоящее время, а также выявленных на поисково-оценочных работах на месторождениях. При этом оценка ресурсов основывается на результатах геологических, геофизических или геохимических исследований площадей возможного распространения полезных ископаемых. Кроме того, на геологической экстраполяции имеющихся данных о более изученной части месторождения по форме и строе-

нию рудных тел, о минеральном составе и качестве руды, о структурных особенностях, литологических и стратиграфических предпосылках, определяющих площади и глубины распространения полезных ископаемых, представляющих промышленный интерес.

**Природные ресурсы категории $P_2$** учитывают возможность обнаружения в бассейне, районе, рудном узле, рудном поле новых месторождений полезных ископаемых, предполагаемое наличие которых основывается на положительной оценке выявленных при крупномасштабной геологической съемке и поисковых работах проявлений месторождений полезных ископаемых, а также на оценке геофизических и геохимических аномалий. Природа и возможная перспективность полезных ископаемых устанавливается единичными выработками. Количественная оценка этих ресурсов предполагаемых месторождений, представления о форме, размерах тел, их минеральном составе и качестве основываются на аналогиях с известными месторождениями того же генетического типа.

**Природные ресурсы категории $P_3$** отражают лишь потенциальную возможность обнаружения новых месторождений на основании благоприятных стратиграфических, литологических, тектонических и палеографических предпосылок, выявленных в производстве в оцениваемом районе средне- и мелкомасштабной геологической съемок, в дешифровке космических снимков, а также на основе анализе результатов геофизических и геохимических исследований. Количественная оценка ресурсов этой категории производится по предположительным параметрам на основании аналогии с более изученными районами, площадями, бассейнами, где имеются разведанные месторождения того же генетического типа.

Для характеристики запасов и ресурсов воспользуемся классификациями, используемыми в отечественной и зарубежной печати. Так, в России и странах СНГ используется понятие запасы, в зарубежной теории и практике такого понятия отсутствует. Для толкования наиболее важных терминов воспользуемся справочником «Минеральные ресурсы мира на начало 2000 г.» (табл. 1.1)[1].

При количественной оценке природных ресурсов используются требования к качеству и технологическим свойствам соответствующих полезных ископаемых, предусмотренные кондициями. **Кондиции** – требования для подсчета запасов, установленные соответствующими органами для каждого рудного или россыпного месторождения золота на основании технико-экономических расчетов и с учетом условий эксплуатации данного месторождения, необходимости наиболее полного комплексного использования ценных компонентов, их ценности и технологии переработки.

При составлении кондиций определяют следующие показатели:

– **бортовое содержание** (наименьшее содержание полезного компонента в песках, установленное по одной разведочной выработке или части пласта, допускающее отдельную отработку), при котором целесообразно разрабатывать пески;

[1] Минеральные ресурсы мира на начало 2000 : стат. справ. М., 2001. 382 с.

– **минимальное промышленное содержание** (наименьшее средне содержание полезного компонента в пласте на площади разведочной линии, или по отдельным крупным блокам или ряду блоков, запасы которых определяют намывочное содержание по прииску или участку и его производительность по добыче полезного ископаемого на протяжении определенного промежутка времени);

– минимальную мощность залежи;

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

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

– переводные коэффициенты для условного приведения попутных компонентов к основному компоненту;

– минимальные запасы изолированных залежей для отнесения их к числу балансовых;

– специальные требования к качеству минерального сырья и горно-геологическим условиям разработки россыпи.

Таблица 1.1

Характеристики классификаций запасов и ресурсов в отечественной и зарубежной теории и практике

| Термины, принятые в российской классификации 1997 г. | Термины, принятые ИАЦ «Минерал» | Термины, используемые в зарубежных странах |
|---|---|---|
| Сумма балансовых и забалансовых запасов категорий $A+B+C_1+C_2$ и прогнозных ресурсов категории $P_1+P_2+P_3$ | Ресурсы (включая выявленые ресурсы и прогнозные запасы) | Resources |
| Сумма балансовых и забалансовых запасов категории $A+B+C_1+C_2$ | Выявленные ресурсы (сумма общих запасов и условно экономических ресурсов) | Identifiied resources |
| Прогнозные ресурсы категории $P_1+P_2+P_3$ | Прогнозные ресурсы | Identifiied resources = Hypotherated + Speculative |
| Балансовые запасы категории $A+B+C_1+C_2$ (с учетом поправок на потери и разубоживание при добыче) | Общие запасы (сумма подтвержденных и предполагаемых запасов) | Demonstrated reserves + Inferred reserves |
| Забалансовые запасы категории $A+B+C_1+C_2$ | Условно экономические ресурсы | Subeconomic reserves |
| Балансовые запасы категории $A+B+C_1+C_2$ (с учетом поправок на потери и разубоживание) | Подтвержденные запасы | Demonstrated reserves = Measured + Indical либо Proven + Probable |
| Балансовые запасы категории $C_2$ (с учетом поправок на потери и разубоживание | Предполагаемые запасы | Inferred reserves |

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

На заключительной стадии всего комплекса работ, связанных с разведкой и изучением месторождения, производится подсчет запасов путем определения количественных и качественных параметров полезного ископаемого.

По степени освоенности запасы подразделяются на разведанные и эксплуатируемые.

По народнохозяйственному значению (по пригодности к разработке в данный момент) запасы подразделяются на две группы: балансовые и забалансовые. К **балансовым** относятся запасы, которые удовлетворяют кондициям, установленным для подсчета запасов в недрах и использование которых в настоящее время экономически целесообразно. К **забалансовым** относятся запасы, использование которых в настоящее время нецелесообразно вследствие их малого количества, малой мощности залежей, низкого содержания ценных компонентов, особо сложных условий эксплуатации или технологии переработки, но которые в будущем могут явиться объектом промышленного освоения.

Запасы песков определяются в кубометрах песков, запасы золота в килограммах. Содержание золота в 1 $м^3$ песков исчисляются в граммах (миллиграммах) металла. Запасы основных полезных ископаемых подсчитывают вначале в минералах, а затем при необходимости пересчитывают в химически чистом элементе.

## 1.2. МИРОВЫЕ ЗАПАСЫ ЗОЛОТА И ЕГО МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА, ХАРАКТЕРИСТИКА, ОСНОВНЫЕ ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

Оценивая состояние материально-сырьевой базы, следует отметить одно очень важное обстоятельство: изменение категории запасов и прогнозных ресурсов золота происходит на фоне все большего истощения богатых и легкодоступных руд и россыпей, но при этом постоянное развитие техники и технологии поисков, разведки, добычи и переработки руды и россыпей компенсирует во многом эти потери. Расположение наиболее крупных месторождений золота, серебра и платины показаны на рис. 1.1.

Перспективы разработки месторождений зависят от эффективности инвестиционных вложений и получаемой прибыли от эксплуатации месторождений. Оценивая эффективность разработки месторождений, учитываются природные факторы, предполагаемый способ разработки, технология, технические возможности и востребованность в драгоценных металлах.

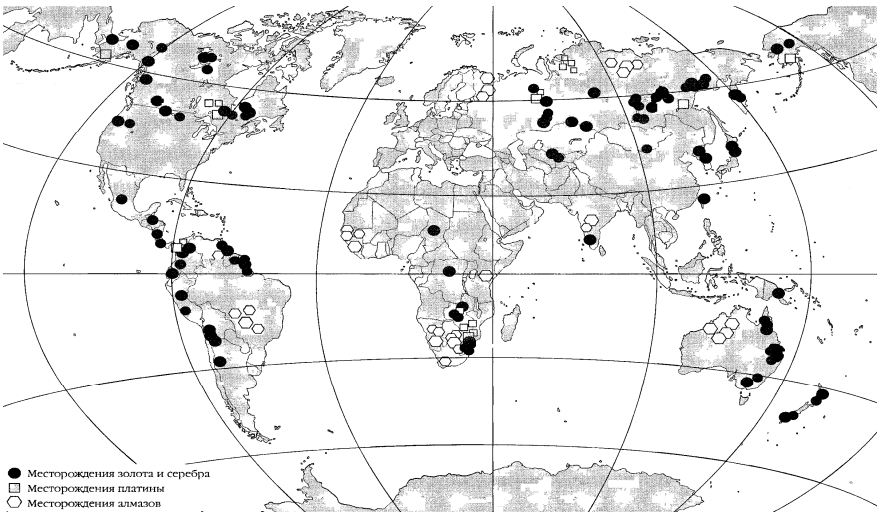



Рис. 1.1. Месторождения золота, серебра, платины и алмазов[1]

По данным информационно-аналитического центра «Минеральные ресурсы мира» Министерства Природных Ресурсов РФ ГНПП[2], мировые запасы золота составляют, примерно. 45000 т, а ресурсная база – 72000 т (табл. 1.2).

Таблица 1.2

Карта распределения запасов золота (начало 1996 г.)

| Страна | 1997 г. | | Страна | 1998 г. | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Запасы | Ресурсная база | | Запасы | Ресурсная база |
| США | 5 600 | 6 100 | США | 5 600 | 6 000 |
| Австралия | 3 400 | 700 | Австралия | 4 000 | 4 700 |
| Бразилия | 800 | 1 300 | Бразилия | 800 | 1 200 |
| Канада | 1 500 | 3 500 | Канада | 1 500 | 3 500 |
| Китай | н/д | н/д | Китай | н/д | н/д |
| Россия | 3100 | 3 400 | Россия | 3 000 | 3 500 |
| ЮАР | 19 000 | 37 000 | ЮАР | 18 500 | 38 000 |
| Узбекистан | 3 000 | 3 300 | Узбекистан | 2 000 | 000 |
| Другие страны | 9 500 | 12 000 | Другие страны | 9 300 | 11 800 |
| Общемировые | 46 000 | 71 000 | Общемировые | 45 000 | 72 00 |

Из табл. 1.2 видно, что за данный период запасы уменьшились на 1000 т, а ресурсная база увеличилась. Увеличение ресурсной базы увязывается с изменением цен на драгоценные металлы, с заинтересованностью добывающих драгоценные металлы компаний в геологической разведке с целью прироста запасов.

Цена золота на рынках, как и других драгоценных металлов, зависит от большого количества факторов. Основные факторы следующие:

- размер издержек производства на добычу;
- состояния спроса и предложения;
- местонахождение рынка;

[1] URL: http://ucrazy.ru/interesting/1399737529-otkuda-na-zemle-poyavilos-zoloto-i-skolko-ego-v-mire-.html.
[2] URL: http://gold.1prime.ru/Aurum79/reserves.html.

– транспортные и страховые расходы;

– степень риска инвестиционных вложений и производства горных работ;

– степень вмешательства государства и его органов в деятельность золотодобывающих компаний и рынка;

– экономическое, финансовое и валютное положение страны;

– физической формы продаваемого металла.

За последнее более чем 40 лет среднегодовые рыночные цены на золото подвергались достаточно резким колебаниям. За период с 1970 по 1980 гг. цены выросли вследствие повышения благосостояния населения и увеличения спроса на драгоценные металлы. С 1980 по 2001 г. происходит снижение цены на золото более, чем вы два раза. Значительную роль в регулировании цен на золото явилась «монетарная политика» проводимая Соединенными Штатами с целью укрепления доллара и признания его как наиболее конвертируемой валюты.

Обвал цен на драгоценные металлы на Лондонской бирже объясняется также финансовым кризисом, произошедшим в Юго-Восточной Азии. Эти страны являлись крупнейшими покупателями драгоценных металлов. В 2001 г. среднегодовая цена драгметалла снизилась до 271,1 дол. за тройскую унцию. После этого пошел длительный период роста – он наблюдался почти 12 лет, однако время от времени в силу различных причин стоимость золота все же понижалась. С февраля 2011 г. происходит рост цен на нефть и увеличивается привлекательность драгоценных металлов, как средства защиты от инфляции – золото снова подорожало. В конце августа 2011 г. падение цен на золото было выше 5,5 %. На торгах в Нью-Йорке декабрьский фьючерс золота упал до 1757,3 дол. за унцию. Стремление инвесторов к фиксации прибыли поддержали рост мировых фондовых бирж, а также повышение интереса к более рискованным и высокодоходным активам – это произошло на фоне позитивной статистики из Соединенных Штатов. Но уже 22 августа на фоне экономической неопределенности в мире цена на золото превысила рекордно высокую отметку – 1910 дол. Дальнейшее снижение цен на драгоценные металлы в 2013 г. объясняется ожиданием продажи металла Центробанком Кипра, а также на фоне общего падения котировок на сырьевом рынке. К завершению торгов июньский фьючерс на бирже Comex в Нью-Йорке подешевел на 63,5 дол. (на 4,1 %) и составил 1501,4 дол. за унцию. Таким образом, он вплотную приблизился к психологической отметке в 1500 дол. За минувшую неделю цены на золото упали на 4,7 %.

Динамика изменения цен за период с 1970 по 2013 г. приводится ниже (в дол. США за одну тройскую унцию):

| | | | |
|---|---|---|---|
| 1970 г. – 35,94 | 1995 г. – 384,17 | 2004 г. – 416,83 | 2009 г. – 1095,60 |
| 1975 г. – 161,02 | 2000 г. – 279,11 | 2005 г. – 461,63 | 2010 г. – 1421,60 |
| 1980 г. – 612,56 | 2001 г. – 271,04 | 2006 г. – 635,24 | 2011 г. – 1556,40 |
| 1985 г. – 317,26 | 2002 г. – 309,73 | 2007 г. – 700,68 | 2012 г. – н/д |
| 1990 г. – 383,51 | 2003 г. – 363,38 | 2008 г. – 880,80 | 2013 г. – 1500 |

Примечание: данные взяты из URL: http://zoloto-piter.ru/tseny_na_zoloto_za_poslednie_10_let.html.

Изменение цен за период с декабря 2013 г. по декабрь 2014 г. приводится на рис. 1.2.

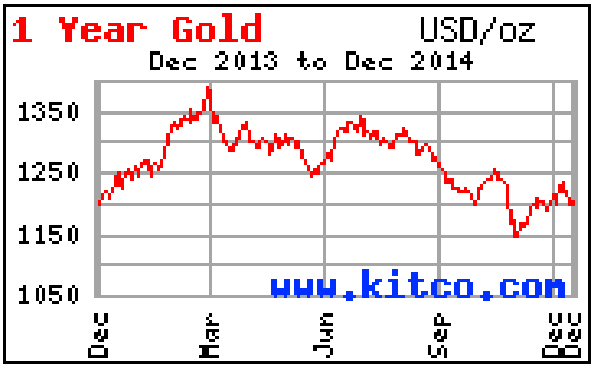



Рис. 1.2. Динамика изменения цен на золото в 2014 г.[1]

В России за 11 лет (1998–2008 г.) цена за 1 г золота выросла в 15 раз. В 2009 г. цена за грамм золота колеблется вокруг отметки в 1000 р. Среднегодовая доходность за этот период составила 13 % годовых. За 10 лет стоимость 1 г золота выросла на 340 %, или в 4,4 раза. Однако если мы возьмем в расчет 1998 г., когда случился дефолт, то узнаем, что доходность золота за 2008 г. составила 244 % (!) годовых. В этом случае стоимость 1 г за 11 лет (1998–2008 гг.) увеличилась на 1408 %, или в 15,1 раз, а среднегодовая доходность составила 27,2 %. Динамика изменения цен за период с 1998 по 2010 г. показана на рис. 1.3.




Рис. 1.3. Динамика цен на золото с 1999 по 2010 г.[2]

[1] URL: http://vbogatstvo.com/zoloto-ceny_na_zoloto_onlain.html.
[2] URL: http://damoney.ru/zoloto/zoloto.php.

Однако, несмотря на значительные колебания уровня цен золота, спрос на него остается постоянно высоким, поскольку в условиях обесценивания бумажных денег драгоценные металлы выступают более надежным гарантом и покупается в качестве страхового фонда от нарастающей инфляции.

Начиная с 70-х гг. XX в. постоянный рост цен на золото и другие драгоценные металлы, заставляет осуществлять поиск все новых месторождений и источников получения этих металлов. В эксплуатацию и переработку стали вовлекаться месторождения с бедным содержанием руды и ранее считавшиеся непригодными для промышленной эксплуатации по технико-технологическим и экономическим параметрам. Появилась возможность возобновлять эксплуатацию ранее заброшенных или законсервированных карьеров и рудников, разрабатывать техногенные отвалы крупных горно-обогатительных комбинатов, содержащих золото в качестве попутного компонента или ранее не полностью извлеченного при первичной обработке.

Кроме того, этому способствуют новые технические и технологические решения в сфере добычи и обогащения, среди них переход на экономически выгодный открытый способ разработки месторождений, а также технология кучного выщелачивания бедных руд и метод биологического выщелачивания. Бурный рост золотодобычи в последние 20–25 лет в таких странах как США, Австралия, Канада связан с применением карьерного способа разработки месторождений и кучного выщелачивания бедных руд.

Результатом этого явилось то, что в этих странах открытым способом добывается 85 % золота, при этом половина всего золота в Америке извлекается методом кучного выщелачивания, а себестоимость извлечения металла в два раза снижается по сравнению с затратами при традиционных методах.

В связи с многократным повышением рыночных цен на золото геологические компании, занимающиеся поисками, разведкой новых месторождений золота, а также переоценкой ранее разведанных месторождений стали вкладывать значительные средства в геологоразведочные работы, которые неуклонно возрастают из года в год. Так, по данным ряда зарубежных источников, к концу прошлого десятилетия удельный объем затрат на поиски и разведку месторождений золота достигал 70–80 % от общих затрат на геологоразведочные работы на твердые полезные ископаемые. Среди них ведущее место занимают компании четырех ведущих стран, добывающих золото – Канады, США, ЮАР и Австралии. Ведущие золотодобывающие компании ежегодно отчисляли на проведение геологоразведочных работ по всему миру 15–25 % своей прибыли. В то же время новые юниорные инжиниринговые компании, широко используя акционерный капитал, также активно осуществляют геологоразведочные работы. Наибольшее вложение средств в геологоразведку наблюдалось в 1996 и 1997 гг., когда инвестиции составили 3–4 млрд дол. Наиболее крупные инвестиции приходились на страны Латинской Америки (до 29–35 % общемировых вложений средств) и прежде всего в страны, относящиеся к инвестиционно-привлекательным – Бразилию, Чили, Аргентину, Перу. В Австралии ежегодные инвестиции в геологоразведку достигали 19 % мировых вложений. В эти годы

вложения в африканские страны (прежде всего в ЮАР, Гану, Танзанию, Намибию) достигали 12–17 % общемировых вложений в геологоразведочные работы, примерно такой же уровень вложений был в Канаду, а также в страны Юго-Восточной Азии (Индонезию, Папуа-Новую Гвинею).

Такое отношение к геологоразведочным работам по поиску и разведке золота закономерно дало положительные результаты, связанные с открытием новых месторождений и наращиванием минерально-сырьевой базы золота.

В 1999 г. Организация Объединенных Наций по результатам опроса 39 крупнейших транснациональных горнодобывающих компаний ранжировала признаки инвестиционной привлекательности развивающихся стран мира и были определены 60 признаков привлекательности.

Главными критериями целесообразности инвестиций на стадии геологоразведочных работ признаны следующие (по степени важности):

- геологический потенциал;
- страховое обеспечение прав владения участками недропользования;
- возможность репатриации прибыли;
- постоянная политика в отношении добычи полезных ископаемых;
- вопросы управления производством;
- право собственности на добытые полезные ископаемые;
- приемлемые условия обмена валюты;
- стабильность условий геологоразведки;
- предсказуемость налогового бремени;
- возможность оценки требований к охране окружающей среды.

К числу основных критериев целесообразности инвестиций на стадии разработки месторождений по степени важности относятся:

- страховое обеспечение прав владения участками недропользования;
- возможность репатриации прибыли;
- условия расчета прибыли;
- стабильность законов, регулирующих добычу полезных ископаемых;
- предсказуемость налогового бремени;
- приемлемые условия обмена валюты;
- вопросы управления производством;
- возможность оценки требований к охране окружающей среды;
- постоянная политика в отношении добычи;
- стабильность режима налогообложения.

К числу основных факторов, не относящихся к политическим, экономическим, социальным, относится геологический потенциал. Поэтому для улучшения инвестиционного климата ряда стран необходимо совершенствование налоговой системы, законодательной базы, связанной с регламентацией разработки месторождений полезных ископаемых.

Согласно к тому же документу ООН к числу инвестиционно-непривлекательных стран по минерально-сырьевому комплексу относится Россия, и по этим критериям она уступает не только странам, входившим в состав

бывшего СССР, но слаборазвитым африканским странам, таких как Ангола, Нигерия, Эфиопия, Судан и др.

Международный опыт ряда развитых стран свидетельствует о том, что взаимовыгодное привлечение инвестиций в развитие сырьевой базы инвестиционно-привлекательных стран обеспечивает резкий прирост запасов золота, нередко в десятки раз. Так, согласно экспертным оценкам, с середины 70-х гг. по середину 90-х гг., т. е. за двадцать лет, запасы золота в Австралии возросли с 850 до 2450 т, в Канаде – с 1500 до 3250 т, в Индонезии – со 120 до 3170 т, Перу – со 100 до 1000 т, Папуа – Новая Гвинея – с 1000 до 3030 т.

Высокие темпы вложений в геологоразведочные работы позволили достичь высоких темпов воспроизводства минерально-сырьевой базы золота, так показатель отношения прироста разведанных запасов к приросту добычи в начале 90-х гг. лидеров золотодобычи составил: в США, Австралии, Канаде 2,4–3,6. Прирост общих запасов золота мира за период 80–90-е гг. составил около 50 тыс. т (с 48 тыс. до 98 тыс. т), по подтвержденным – 24000 т (с 35 тыс. до 59 тыс. т).

Однако высокие темпы вложения в геологоразведочные работы является не единственным фактором, определяющим рост запасов золота. Другим фактором является изменение цен на золото. Неустойчивый характер цен на золото в 1992–1996 гг., общемировой финансовый кризис 199–1998 гг. вызвал резкое падение цен почти на 100 дол. до уровня 260–270 дол. за тройскую унцию в 1999 г. привело к тому, что примерно в 40 % золотодобывающих компаний мира значительно снизилась рентабельность производства. Была закрыта часть рудников, произошло истощение запасов кондиционных руд на ряде месторождений за счет перевода их в число нерентабельных для отработки, а также сократился объем геологоразведочных работ. По мнению ведущих специалистов, для некоторых основных стран – продуцентов золота, таких как ЮАР, Россия, с учетом их специфики, доля неактивных разведанных запасов составляет при цене за 1 тройскую унцию золота 340 дол. 40–60 % от общих запасов металла, при этом, оптимальная цена для этих стран составляет около 400 дол.

За последние десятилетия произошли существенные изменения в структуре минерально-сырьевой базы золота по различным регионам мира, появились новые нетрадиционные объекты добычи, произошла перегруппировка среди крупнейших золотодобывающих мировых государств. В книге «Золото российских недр» отмечается, что за последние 15–20 лет наметились две основные тенденции развития мировой золотодобычи. Первая тенденция связана с устойчивой активизацией добычи золота в индустриально развитых странах, а также Китае, во многих развивающихся странах при значительном наращивании минерально-сырьевой базы. Вторая – существенное снижение добычи золота в странах, являющихся ранее лидерами золотодобычи, вследствие изменения в экономическом и политическом устройстве (в ЮАР, странах бывшего СССР и России).

Месторождения и проявления золота известны в 117 странах мира.

По мнению В. Г. Лешкова, по состоянию на 90-е гг. приемлемые для освоения запасы развитых и развивающихся стран оцениваются в количестве 58,2 тыс. т. В том числе в:

– ЮАР – 35;
– США – 6,9;
– Бразилии – 3,9;
– Канаде – 2,5;
– остальных странах – 9,9 тыс. т.

Структура добычи золота из недр приведена в табл. 1.3[1].

Таблица 1.3

Структура добычи золота по видам месторождений из недр, %

| Виды месторождений золота | Промышленно развитые страны | Развивающиеся страны |
|---|---|---|
| Собственно золоторудные месторождения | 92 | 37 |
| Комплексные руды цветных металлов (попутное извлечение) | 6 | 38 |
| Россыпи | 2 | 25 |
| Итого | 100 | 100 |

По данным ФГУНПП «Аэрогеология» мировые ресурсы по состоянию на 01.01.98 г. количественно оцениваются в 200–270 тыс. т, (табл. 1.4), при этом около половины из них приходится на ЮАР. Прогнозные ресурсы золота оценены на территории 40 стран мира и составили на 110–180 тыс. т. Из них около 60 тыс. т этих ресурсов приходится также на ЮАР на основных флангах и глубоких горизонтах (свыше 3–4 км), разрабатывающихся свыше 100 лет месторождений золотоносных конгломератов района Витватерсранд. Здесь на площади 100х350 км сконцентрировано не менее 100 тыс. т.

Таблица 1.4

Запасы золота на 1.01.99 г. (т) и среднее содержание золота в рудах коренных (г/т) и россыпных (г/м³) месторождений[2]

| Страны | Запасы общие | Доля в мире, % | Запасы подтв. | Доля в мире, % | Содержание | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | в коренных | в россыпных |
| Россия | ... | ... | ... | ... | $4{,}7^{r}$ | $1{,}2^{r}$ |
| Европа | 2030 | 2,3 | 930 | 1,9 | ... | ... |
| Албания | $10^{r}$ | 0 | $0^{r}$ | 0 | $2{,}5^{r}$ | ... |
| Болгария | $265^{r}$ | 0,3 | $180^{r}$ | 0,4 | $3{,}6^{r}$ | $0{,}2^{r}$ |
| Великобритания | $30^{r}$ | 0 | $5^{r}$ | 0 | $7{,}5^{r}$ | ... |
| Венгрия | $48^{r}$ | 0,1 | $0^{r}$ | 0 | $1{,}4^{r}$ | ... |
| Германия | $20^{r}$ | 0 | $0^{r}$ | 0 | ... | ... |
| Греция | $265^{r}$ | 0,3 | $170^{r}$ | 0,4 | $8{,}4^{r}$ | $0{,}4^{r}$ |
| Ирландия | $18^{r}$ | 0 | $5^{r}$ | 0 | $9^{r}$ | ... |
| Испания | $210^{r}$ | 0,2 | $125^{r}$ | 0,3 | $3{,}6^{r}$ | $0{,}4^{r}$ |

[1] Золото. 1995. М. : Сужба по минеральным ресурсам, 1996.
[2] URL: http://www.aurum79.ru/prodact/prodk/wld_tbl03.html.

| Страны | Запасы общие | Доля в мире, % | Запасы подтв. | Доля в мире, % | Содержание | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | в коренных | в россыпных |
| Италия | 22[r] | 0 | 9[r] | 0 | 5,8[r] | ... |
| Македония | 10[r] | 0 | 5[r] | 0 | 0[r] | ... |
| Норвегия | 3[r] | 0 | 0[r] | 0 | 2,9[r] | ... |
| Польша | 30[r] | 0 | ... | ... | 0[r] | ... |
| Португалия | 45[r] | 0,1 | 5[r] | 0 | 4[r] | ... |
| Румыния | 120[r] | 0,1 | 60[r] | 0,1 | 1,8[r] | ... |
| Словакия | 37[r] | 0 | 4[r] | 0 | 1,5[r] | ... |
| Украина | 54[r] | 0,1 | 20[r] | 0 | 5[r] | ... |
| Финляндия | 54[r] | 0,1 | 20[r] | 0 | 3,2[r] | ... |
| Франция | 62[r] | 0,1 | 40[r] | 0,1 | 7,3[r] | ... |
| Чехия | 135[r] | 0,2 | 60[r] | 0,1 | 3,5[r] | ... |
| Швеция | 152[r] | 0,2 | 57[r] | 0,1 | 2,1[r] | ... |
| Югославия | 440[r] | 0,5 | 165[r] | 0,3 | 3,5[r] | ... |
| ***Азия*** | 15660 | 17,5 | 9180 | 19 | ... | ... |
| Азербайджан | 50[r] | 0,1 | 10 | 0 | 3[r] | ... |
| Армения | 250 | 0,3 | 220[r] | 0,5 | 7,1[r] | ... |
| Афганистан | 18[r] | 0 | 18 | 0 | 4,5[r] | 0,4[r] |
| Вьетнам | 50[r] | 0,1 | 6[r] | 0 | 4[r] | 0,6[r] |
| Грузия | 46 | 0,1 | 40 | 0,1 | 1,8[r] | ... |
| Индия | 100[r] | 0,1 | 65[r] | 0,1 | 3,5[r] | 0,3[r] |
| Индонезия | 3400 | 3,8 | 2750 | 5,7 | 2,8[r] | 0,7[r] |
| Иран | 95[r] | 0,1 | 15[r] | 0 | 3,2[r] | ... |
| Йемен | 23[r] | 0 | 10[r] | 0 | 14[r] | ... |
| Казахстан | 1775[r] | 2 | 650[r] | 1,3 | 4,2[r] | 0,7[r] |
| Киргизия | 1000[r] | 1,1 | 380[r] | 0,8 | 4,1[r] | 1,2[r] |
| Китай | 2450 | 2,7 | 1200 | 2,5 | 3,8[r] | 1,3[r] |
| КНДР | 120[r] | 0,1 | 55[r] | 0,1 | 3,5[r] | 1,2[r] |
| Республика Корея | 21[r] | 0 | 16[r] | 0 | 5[r] | 0,7[r] |
| Лаос | 3[r] | 0 | ... | ... | 3[r] | 1,7[r] |
| Малайзия | 26 | 0 | 8 | 0 | 2,5[r] | ... |
| Монголия | 175[r] | 0,2 | 55[r] | 0,1 | 7[r] | 1,8[r] |
| Мьянма | 15 | 0 | 2 | 0 | 2,5[r] | 1[r] |
| Оман | 11[r] | 0 | 3 | 0 | 5[r] | ... |
| Пакистан | 90[r] | 0,1 | 32[r] | 0,1 | 0[r] | ... |
| Сауд. Аравия | 110 | 0,1 | 69 | 0,1 | 3,7[r] | 0,7[r] |
| Таджикистан | 277 | 0,3 | 146 | 0,3 | 2,9[r] | 0,85[r] |
| Таиланд | 12 | 0 | 10 | 0 | 2,5[r] | ... |
| Тайвань | 10[r] | 0 | 0[r] | 0 | 2,5[r] | ... |
| Турция | 95 | 0,1 | 70 | 0,1 | 7[r] | ... |
| Узбекистан | 3043[r] | 3,4 | 2050[r] | 4,2 | 2,3[r] | 0,25[r] |
| Филиппины | 1840[r] | 2,1 | 1070 | 2,2 | 3,4[r] | 0,6[r] |
| Япония | 555[r] | 0,6 | 230[r] | 0,5 | 9[r] | ... |
| ***Африка*** | 38980 | 43,5 | 20750 | 42,9 | ... | ... |
| Алжир | 112 | 0,1 | 30[r] | 0.1 | 18.9 | ... |
| Ангола | 6[r] | 0 | 3[r] | 0 | 18[r] | 1[r] |
| Бенин | 2[r] | 0 | ... | ... | 4,5[r] | ... |
| Ботсвана | 11 | 0 | 8[r] | 0 | 5,5 | ... |
| Буркина-Фасо | 89[r] | 0,1 | 30[r] | 0.1 | 5,2[r] | 0,5[r] |

| Страны | Запасы общие | Доля в мире, % | Запасы подтв. | Доля в мире, % | Содержание | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | в коренных | в россыпных |
| Габон | 19[r] | 0 | ... | ... | 0,8[r] | 1,2[r] |
| Гана | 1600 | 1,8 | 804 | 1,7 | 3,5[r] | 0,6[r] |
| Гвинея | 145 | 0,2 | 103 | 0,2 | 2,4 | 1,5[r] |
| Дем. респ. Конго | 276 | 0,3 | 60[r] | 0,1 | 5,5 | 1,4[r] |
| Египет | 67 | 0,1 | 10[r] | 0 | 2,1 | ... |
| Замбия | 17[r] | 0 | 6[r] | 0 | 3,8[r] | 0,6[r] |
| Зимбабве | 550[r] | 0,6 | 280[r] | 0,6 | 3,6[r] | ... |
| Камерун | 2[r] | 0 | ... | ... | ... | 0,5[r] |
| Кения | 61 | 0,1 | 8[r] | 0 | 7 | ... |
| Народ. респ. Конго | 18[r] | 0 | 7[r] | 0 | ... | 0,6[r] |
| Кот-д`Ивуар | 80[r] | 0,1 | 17[r] | 0 | 4,6[r] | ... |
| Либерия | 5[r] | 0 | ... | ... | 5,9 | 1[r] |
| Мавритания | 31 | 0 | 24[r] | 0 | 1,4 | ... |
| Мадагаскар | 20[r] | 0 | ... | ... | 2,5[r] | 0,8[r] |
| Мали | 820 | 0,9 | 388 | 0,8 | 3,9[r] | 1,05[r] |
| Марокко | 17[r] | 0 | 11[r] | 0 | 1,3[r] | ... |
| Мозамбик | 2[r] | 0 | 2[r] | 0 | 5,5[r] | 0,2[r] |
| Намибия | 30 | 0 | 7 | 0 | 1,4 | ... |
| Нигер | 80 | 0,1 | 16 | 0 | 1,9 | 0,8[r] |
| Нигерия | 23[r] | 0 | 5[r] | 0 | ... | 0,6[r] |
| Свазиленд | 10 | 0 | ... | ... | 1,5 | ... |
| Сенегал | 34[r] | 0 | 12[r] | 0 | 4,6[r] | 1,2[r] |
| Судан | 38[r] | 0 | 20[r] | 0 | 5,8[r] | 0,7[r] |
| Сьерра-Леоне | 40[r] | 0 | 14[r] | 0 | 5[r] | 1[r] |
| Танзания | 645 | 0,7 | 301 | 0,6 | 6,9 | 0,6[r] |
| Центр. Афр. респ. | 2[r] | 0 | ... | ... | 1,8 | 1[r] |
| Чад | 3 | 0 | 1[r] | 0 | ... | 1[r] |
| Эритрея | 5[r] | 0 | ... | ... | 12[r] | ... |
| Эфиопия | 120[r] | 0,1 | 83 | 0,2 | 3,9[r] | 1,5[r] |
| ЮАР | 34000[r] | 37,9 | 18500 | 38,2 | 5,09 | 0,3[r] |
| ***Америка*** | 26690 | 29,8 | 13300 | 27,5 | ... | ... |
| Аргентина | 1100[r] | 1,2 | 556[r] | 1,1 | 4,7[r] | 0,95[r] |
| Боливия | 354[r] | 0,4 | 197[r] | 0,4 | 3,5[r] | 1,1[r] |
| Бразилия | 4160[r] | 4,6 | 614[r] | 1,3 | 5[r] | 2,6[r] |
| Венесуэла | 723[r] | 0,8 | 354[r] | 0,7 | 9[r] | 1,4[r] |
| Гаити | 65[r] | 0,1 | 5[r] | 0 | 2,3[r] | ... |
| Гайана | 96[r] | 0,1 | 50[r] | 0,1 | 1,4[r] | 0,3[r] |
| Гватемала | 14[r] | 0 | 0[r] | 0 | 7[r] | ... |
| Гондурас | 76[r] | 0,1 | 37[r] | 0,1 | 1,55[r] | ... |
| Гренландия | 100[r] | 0,1 | 60[r] | 0,1 | 2,4 | ... |
| Доминиканская респ. | 389[r] | 0,4 | 332[r] | 0,7 | 4[r] | ... |
| Канада | 4600 | 5,1 | 3130 | 6,5 | 2,95[r] | 0,8[r] |
| Колумбия | 131[r] | 0,1 | 31[r] | 0,1 | 3[r] | 0,25[r] |
| Коста-Рика | 157[r] | 0,2 | 87[r] | 0,2 | 1,5[r] | 1,2[r] |
| Куба | 97[r] | 0,1 | 30[r] | 0,1 | 3[r] | ... |
| Мексика | 876[r] | 1 | 567[r] | 1,2 | 1,75[r] | 1,2[r] |
| Никарагуа | 216[r] | 0,2 | 78[r] | 0,2 | 5[r] | ... |

| Страны | Запасы общие | Доля в мире, % | Запасы подтв. | Доля в мире, % | Содержание | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | в коренных | в россыпных |
| Панама | 176[r] | 0,2 | 98[r] | 0,2 | 1,7[r] | ... |
| Перу | 1502[r] | 1,7 | 590[r] | 1,2 | 2,4[r] | 0,3[r] |
| Пуэрто-Рико | 60[r] | 0,1 | 0[r] | 0 | ... | ... |
| Сальвадор | 35[r] | 0 | 1[r] | 0 | 3,5[r] | ... |
| Суринам | 52[r] | 0,1 | 33[r] | 0,1 | 1,8[r] | 0,65[r] |
| США | 9280 | 10,3 | 4800 | 9,9 | 1,7[r] | 0,5[r] |
| Уругвай | 23[r] | 0 | 13[r] | 0 | 2,6[r] | ... |
| Фр. Гвиана | 94[r] | 0,1 | 35[r] | 0,1 | 1,2[r] | ... |
| Чили | 2040[r] | 2,3 | 1484[r] | 3,1 | 2,5[r] | 0,7[r] |
| Эквадор | 268[r] | 0,3 | 118[r] | 0,2 | 8,5[r] | 0,6[r] |
| Ямайка | 6[r] | 0 | 0[r] | 0 | 3[r] | ... |
| Австралия и Океания | 6340 | 7,1 | 4240 | 8,8 | ... | ... |
| Австралия | 2950 | 3,3 | 2350 | 4,9 | 2,1[r] | 0,7[r] |
| Новая Зеландия | 137[r] | 0,2 | 85[r] | 0,2 | 2,3[r] | 0,8[r] |
| П.-Нов.Гвинея | 3030 | 3,4 | 1740 | 3,6 | 3,2[r] | 0,6[r] |
| Соломоновы о-ва | 63 | 0,1 | 25 | 0,1 | 1,5[r] | 1[r] |
| Фиджи | 160 | 0,2 | 40 | 0,1 | 7,8[r] | 0,8[r] |
| **Итого** | 89700 | 100 | 48400 | 100 | ... | .... |

Примечание: значком отмечены запасы золота в основных странах мира на начало 1996 г.

Запасы золота по основным странам продуцентам в распределении по континентам и странам приведены на рис. 1.4.

На первом месте по ресурсам золота запасы Африки – более 200 тыс. т.

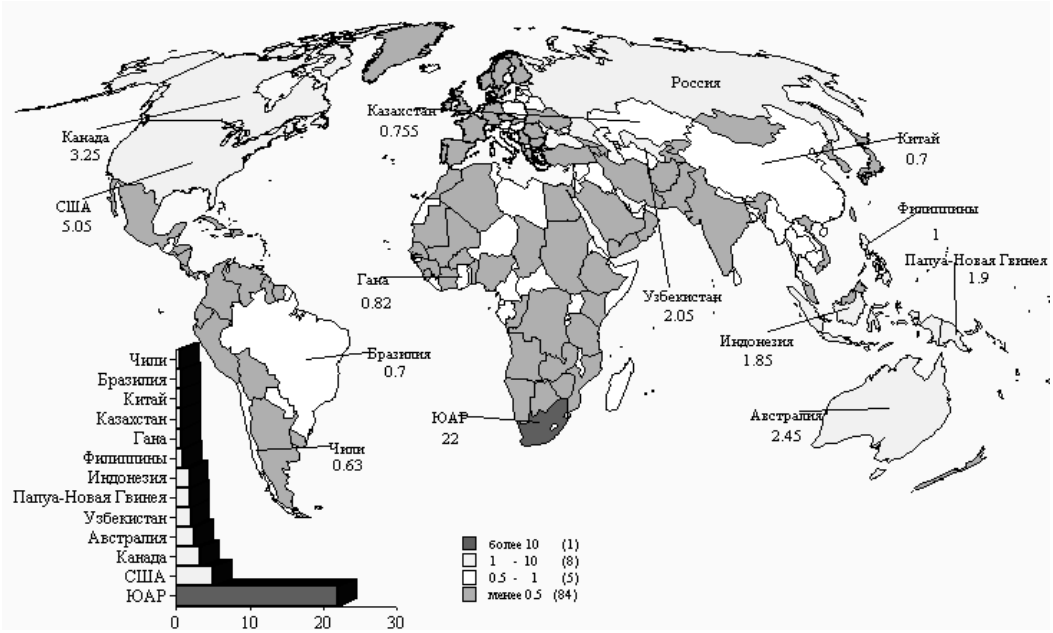



Рис. 1.4. Запасы золота основными странами-продуцентами, т[1]

[1] URL: http://www.aurum79.ru/prodact/prodk/wld_tbl03.html.

На втором месте после Африки по ресурсам золота стоит Азия. По справочным данным сборника «Минеральные ресурсы мира», в недрах Азии содержится 33–51 тыс. т. золота, в том числе в основном сосредоточены в России (10–12 тыс. т), Китае (7–10 тыс. т), Киргизии (5–7 тыс. т).

Ресурсы золота на Американском континенте оцениваются в 24–45 тыс. т, в том числе в основном сосредоточены в Бразилии (7–10 тыс. т), США (5–7 тыс. т), Канаде (3–5 тыс. т), Чили и Венесуэле (по 2–5 тыс. т в каждой).

В Австралии и Океании ресурсы оцениваются в 7–10 тыс. т, в том числе Австралии (3–5 тыс. т), Папуа-Новой Гвинеи (3–5 тыс. т). В Европе наиболее перспективными являются Украина (до 0,5 тыс. т) и российская Карелия (0,5–1,0 тыс. т).

По оценкам ФГУНПП «Аэрогеология», прогнозные ресурсы золота стран СНГ могут оцениваться в пределах 25 тыс. т, причем преобладающая часть этих ресурсов находится на территории России, по различным данным от 11 до 14 тыс. т.

Мировые подтвержденные запасы золота на 01.01.98 г. составляют 48,9 тыс. т, а общие запасы 89,04 тыс. т. В то же время по данным Горного Бюро и Геологической службы США общие запасы оцениваются в 72 тыс. т, в том числе запасы ЮАР – 38 тыс. т, США – 6 тыс. т, Австралии – 4,7 тыс. т, России и Канады – по 3 % тыс. т, Узбекистана – 3 тыс. т, Бразилии – 1,2 тыс. т. По данным все того же ФГУНПП «Аэрогеология», подтвержденные запасы и соответственно общие ресурсы золота на начало 1998 г. по странам составляют: по ЮАР – 20 тыс. т и 36 тыс. т, США – 4950 т и 9350 т, Канаде – 3200 т и 4450 т, Индонезии – 2400 т и 3170 т, Австралии – 2300 т и 2800 т, Папуа – Новой Гвинеи – 1820 т и 2900 т, Китаю – 1000 т и 2250 т.

Следует отметить одно обстоятельство: официальная оценка запасов и прогнозных ресурсов государственными органами России не приводится в открытой печати, поэтому достоверность приведенных выше данных оценки минерально-сырьевой базы России и стран бывшего СССР можно считать недостаточно высокой. В табл. 1.5 приведены данные ФГУНПП «Аэрогеология» о запасах подтвержденных и общих золота стран СНГ (без Российской Федерации) по состоянию на 1 января 1998 г.

Таблица 1.5

Запасы золота в странах СНГ по состоянию на 01.01.98 г.

| Страна СНГ | Подтвержденные запасы, т | | Общие запасы, т | |
|---|---|---|---|---|
| | Всего | % от мировых | Всего | % от мировых |
| Азербайджан | 10 | 0 | 50 | 0,06 |
| Армения | 220 | 0,4 | 315 | 0,4 |
| Грузия | 30 | 0,1 | 45 | 0,05 |
| Казахстан | 650 | 1,3 | 1900 | 2,0 |
| Кыргызстан | 330 | 0,6 | 1030 | 1,2 |
| Таджикистан | 110 | 0,2 | 256 | 0,3 |
| Узбекистан | 2100 | 4,1 | 3350 | 3,8 |
| Украина | 20 | 0 | 30 | 0,03 |

| Страна СНГ | Подтвержденные запасы, т | | Общие запасы, т | |
|---|---|---|---|---|
| | Всего | % от мировых | Всего | % от мировых |
| Итого | 3470 | 6,8 | 6976 | 7,84 |
| Весь мир | 50840 | 100,0 | 89040 | 100,0 |

Данные, публикуемые в открытой печати, касающиеся отдельных месторождений, регионов или промышленных групп имеют значительные колебания и также не могут быть признаны достаточно достоверными. Но все же, несмотря на значительное расхождение в данных о запасах и природных ресурсах России представляется важным отметить некоторые из них. По нашему мнению, наиболее достоверными являются данные, приведенные В. Г. Лешковым. Запасы золота России на 1999 г. оцениваются в вероятном интервале 11–11,5 тыс. т. Общая оценка МСБ (запасы + природные ресурсы) характеризуются порядка 25–26 тыс. т, что почти в 2 раза превышает фактический объем добычи этого металла из недр России за всю ее историю.

По мнению В. П. Полеванова, запасы золота России составляют 9 тыс. т, а прогнозные ресурсы – 11 тыс. т. Таким образом, потенциал золотоносности России (прогнозные ресурсы + запасы + накопленная добыча) составляет 34–35 тыс. т золота.

Распределение и ранжирование общих запасов и добычи золота в 1998 г. по геолого-промышленным типам месторождений приведено в табл. 1.6.

Таблица 1.6

Распределение общих запасов и добычи золота в 1998 г. по геолого-промышленным типам месторождений

| Геолого-промышленные типы | Запасы | Добыча | Примеры |
|---|---|---|---|
| Месторождения важных геолого-промышленных типов | | | |
| Золотоносных конгломератов | 35000 (36,45) | Ок, 490 (19,5) | Витватерсранд, Тарква, Жакобина |
| В вулкано-тектонических постройках (эпитермальных золото-серебряных и золото-теллуридных руд) | 11700 (12,2) | 370 (14,7) | Лихир, Поргера, Майское, Карамкен |
| В углеродистых породах песчанико-сланцевых формаций (мезотермальных руд с пиритом и арсенопиритом) | 10400 (10,8) | 180 (7,2) | Мурунтау, Сухой Лог, Ашанти, Кумтор |
| В метатерригенно-вулканогенных породах архейских зеленокаменных поясов (полисульфидно-кварцевых руд, мало- и умеренносульфидных) | 6500 (6,8) | 410 (16,3) | Калгурли, Хемло, Морроу-Велью, Буланхулу |
| В породах терригенно-карбонатных и карбонатных формаций (пластовые и субпластовые месторождения джаспероидных руд) | 5400 (5,6) | 240 (9,6) | Голдстрайк, Голд-Кворри, Мейкл, Пайплайн, Лебединое |
| Россыпи | 3800 (3,95) | 250 (10,0) | Россыпи Колымского р-на, р-ны Тапажос и Рорайма в Бразилии |

| Геолого-промышленные типы | Запасы | Добыча | Примеры |
|---|---|---|---|
| Всего | 72800 (75,8) | 1940 (77,3) | |
| Месторождения второстепенных геолого-промышленных типов | | | |
| Скарново-золоторудные | 900 (0,9) | 40 (1,6) | Фортитьюд, Наталь-евское, Ред-Дом |
| В формациях вулканогенно-терригенных пород протерозойско-фанерозойских склад-чатых систем | 2300 (2,4) | 40 (1,6) | Миндякское, Пола-рис-Такю, Кракоу |
| В тектонически деформированных эндо- и экзоконтактовых зонах интрузивных и гра-нито-гнейсовых массивов | 2100 (2,2) | 70 (2,8) | Форт-Нокс, Дарасун, Омай, Тайшань, Цзя-оцзя (оба последних – Китай) |
| В хрупких геологических образованиях – малых интрузивных телах (штоках, дайках), слоях кварцитов | 1100 (1,2) | 20 (0,8) | Керкленд-Лейк, Ва-сильковское, Бестюбе, Тангвиза |
| В глубоко метаморфизованных кристаллических породах | 700 (0,7) | 20 (0,8) | Ренко, Кро-Галле, Цзиньчанью |
| Седловидных и пластовых тел в шарнирах и на крыльях складок | 600 (0,6) | 10 (0,4) | Бендиго, Балларат, Бивердам |
| Золотоносных кор выветривания | 1500 (1,6) | 555 (2,0) | Боддингтон-Ванду, Олимпиадинское, Лос-Кристинес |
| Золотоносных зон окисленных сульфидных руд | 300 (0,3) | 20 (0,8) | Ок-Теди, Майкаин, Гайское |
| Всего | 9500 (9,9) | 275 (10,8) | |
| Комплексные месторождения золотосодержащих руд | | | |
| | 13700 (14,3) | 300 (11,9) | Грасберг, Бингхем, Кальмакыр |
| Итого | 96000 (100) | 2515 (100) | |

Примечание: т (в скобках – доля в мировых запасах и добыче, %).

При оценке месторождений золота можно выделить шесть основных геолого-промышленных типов:

I – месторождения в архей-нижнепротерозойских зеленокаменных поясах;

II – месторождения древних золотоносных конгломератов;

III – месторождения в терригенных и терригенно-карбонатных комплексах складчатых областей много синклинального типа;

IV – месторождения в вулканогенных, вулканогенно-осадочных образованиях и комплекса геосинклиналей;

V – месторождения в вулканогенных толщах тектонической и магматической активизации;

VI – месторождения в терригенно-карбонатных толщах тектонической и магматической активизации.

При рассмотрении особенностей возникновения и распространения золота в природе преобладающая доля мировых запасов золота сосредоточена на месторождениях пяти геолого-промышленных типов, примерно 75 %, в том числе на золотоносных конгломератах, относящихся к метаморфическому типу месторождений (примерно около 40–45 %) общемировых запасов золота. На комплексные месторождения (преимущественно медно-порфировые) приходится запасов порядка 14 % от общемировых запасов.

Среди всех месторождений мира уникальным является золоторудный район Витватерсранд в ЮАР. По оценкам исследователей, запасы золота составляют 43 тыс. т и занимают площадь порядка 35000 кв. км, при этом рудный район включает, по меньшей мере, 7 рудных полей (узлов) – Центральный Ранд, Восточный Ранд, Эвандер, Западный Ранд, Дальний Западный Ранд, Клерсдорп, рудные поля Оранжевой провинции. В нем сконцентрировано множество участков золото – урановым оруденением в 10–20 рудоносных горизонтах мощной (протяженностью 7–8 км) метаморфизованной толщи, глубиной 3–6 км.

К подобному типу золотоносных руд могут быть отнесены месторождения Тарква в Гане, Жакобина в Бразилии.

Распределение золоторудных месторождений по запасам выглядят следующим образом: в разряд мелких месторождений относят объекты, содержащие 25 т, средние – до 100 т, крупные – от 100 т до 500 т, сверхкрупные – от 500 до 1000 т и уникальные – более 1000 т.

В России к уникальным месторождениям относится в настоящее время только месторождение Сухой Лог с запасами по разным источникам 1100–1400 т золота.

В классе осадочно-термальных (гидротермальных) месторождений к важнейшим типам относятся эпи термальные месторождения золото-серебряных руд, пространственно связанные с вулканическими и тектоническими структурами. Подобный тип месторождений представляет собой преимущественно вулканические окраинно-материковые и островные или рифовые структуры континентов. Данный тип руд характеризуется столбовым распределением, когда в небольшом объеме рудных тел жильного типа сконцентрирована большая часть запасов металла, с богатым содержанием.

Общие запасы данного типа месторождений оцениваются порядка 10 тыс. т. Крупнейшими из них являются: Лихир (1325 т), Поргера (430 т) в Папуа-Новой Гвинее; Акупан (430 т) на Филиппинах; Ватукоула (Тавуа) (150 т) – на о. Фиджи; Уайхи (320 т) – в Новой Зеландии; Хисикари (250 т) – в Японии; Комшток (270 т), Крипл Крик (600 т) – в США; Балейское (310 т), Многовершинное (110 т), Кубака (100 т) – в России; Кызылалмасай (120 т) – в Узбекистане; Рошиа Монтана (250 т) – в Румынии и др.

Месторождения, локализованные в метаморфических и терригенно-вулканических породах архей-нижнепротерозойских зеленокаменных поясов, составляют также важный горно-промышленный тип **золоторудных** объектов мира. Для данного типа руд характерны в основном жильные зоны, содержащие кварц-карбонатный состав с небольшим количеством сульфидов и частицы

свободного золота. К данному типу руд, относятся крупные комплексы и группы месторождений. Например, Киватин и Йеллоунайф на Канадском щите, Калгурли в Западно-Австралийском кратоне, Колар в Даварской провинции Индийского щита, Хемло в Канаде, и ряд других.

Мировые запасы золотосодержащих руд оцениваются в 6800 т или 7,2 % от общемировых запасов.

Особое место среди месторождений зеленокаменных поясов занимают объекты золото-железо-кварцевой формации. Особенностью данной группы месторождений является приуроченность к золотой минерализации вулканогенно-осадочной железо-кремниевой формации. Отдельные месторождения представлены горизонтами железистых кварцитов, пронизанных зонами прожилков и вкрапленности золотоносного пирита, арсенопирита, пирротина, нередко переходящих в сплошные руды. К этой группе месторождений могут быть отнесены месторождения Бразилии (Морроу, Велью (запасы 480 т) и Фазенда Бразильеро (запасы 600 т), Зимбабве (Кем Мотор (запасы 150 т) и Шеба Фаервью (запасы 130 т)).

Месторождения преимущественно прожилково-вкрапленных и вкрапленных руд в песчано-сланцевых углеродистых формациях занимают четвертое место среди ведущих геолого-промышленных типов по запасам золота. Оруденение этого класса имеет золото-сульфидно-кварцевый и золотокварцевый состав и проявляется преимущественно в орогенных областях миогеосинклиналей и пери-кратонных прогибах древних щитов. Для данной группы месторождений характерны относительно низкая концентрация золота (3–5 г/т) и повышенное содержание сульфидов (3–7 %). В то же время достаточно часто с данным типом оруденения пространственно совпадает золото-кварцевый жильный тип, занимающий, как правило, верхние части месторождений и характеризующийся простотой состава жил, крайне низким содержанием рудных металлов, самородным золотом с широкой вариацией размерности золотин. Данные золоторудные тела являются основными источниками образования современных россыпей во многих регионах мира.

Месторождениям прожилко-вкрапленных и вкрапленных руд в терригенных толщах принадлежит порядка 6 % мировых запасов золота. Не редки случаи, когда месторождения представляются крупными и сверхкрупными объектами. К сверх крупных относятся зоны оруденения около 4000 т, расположенные на месторождениях палеозойского возраста в Центральном Кызылкуме Узбекистана (зона оруденения Мурунтау с запасами около 3000 т, а также Кокпатас, Даугызтау, Зармитан и Амантайтау с запасами по 150–300 т каждое). К исходному месторождению в России может быть отнесен Сухой Лог в Бодайбинском районе Иркутской области, где только разведанных запасов более 1100 т, а из россыпей района добыто около 1500 т золота. Подобные месторождения расположены: в США Хоумстейк имеет запасы около 1200 т, в Гане Ашанти с разведанными запасами 710 т (содержание золота в руде при подземной и открытой разработке соответственно равно 10,6 и 4,6 г/т). Для справки следует отметить, что разработка на Ашанти началась с древних времен и повторно

разработка началась в 1905 г. Количество добытого золота с начала повторной разработки оценивается в 450 т. В 1950-е гг. содержание золота составляло 25–30 г/т, а участками доходило до 50 г/т. В 1980-х гг. содержание снизилось до 9,3 г/т. Глубина шахты достигает 2 км, и ежегодная добыча составляет 7–8 т.

В Кыргызстане месторождение Кумтор оценивается общими запасами в 514 т при среднем содержании 3,6 г/т.

Крупные объекты оруденения известны в Австралии штат Виктория, где на месторождении Бендиго (с предварительными запасами порядка 700 т добыто из россыпей 1600 т золота), месторождение Олимпик Дэм (локализовано около 1200 т запасов золота).

На месторождении жильно-прожилкового типа Плутоник за последние годы запасы приращены с 90 до 230 т с содержанием 3,3 г/т. В рудном поясе Мазер Лоуд (Калифорния, США) из коренных месторождений добыто порядка 520 т, а из россыпных – 2000 т.

В 60-е гг. XX в., геологами выделена еще одна группа месторождений золота, получившая название карлинского типа, характерными особенностями которой являются:

– приуроченность к пассивным континентальным окраинам с терригенно-карбонатным комплексом пород палеозойского и ранне-мезозойского периода;

– тесная связь с щелочными магматическими телами или гранитами мезозойского возраста;

– пространственная близость с месторождениями ртути, флюорита, полиметаллов, железа, урана, меди, вольфрама, содержащими скарнами, а также с медно-порфировыми и молибдено-порфировыми штокверками;

– приуроченность тонко вкрапленного и дисперсного самородного золота, главным образом, к пириту, реже к кварцу и арсенопириту;

– ведущая роль участков сплошного, объемного окварцевания и пиритизации в балансе запасов золота и меньшая роль жил, отдельных зон и прожилков, что определяет при относительно низких концентрациях золота (2–5 г/т) возможность высоко рентабельной добычи открытым способом.

Золоторудные месторождения карлинского типа наиболее широко представлены в штате Невада, где насчитывается более сотни проявлений, характеризуются диапазоном запасов золота от мелких (от нескольких тонн) до сверхкрупных (Голдстрайк-Пост Бетц, Мейкл – 1500 т). При этом месторождения Голд Квори, Генезис, Кортез, Пайплан, Рэбит Крик, Карлин, Гетчел имеют запасы от 100 до 900 т каждое. Помимо указанных зон, выделены: крупная зона оруденения карлинского типа в южном Китае – провинция Гаунчжоу; в Канаде – Британская Колумбия; в России – Восточное Забайкалье. На долю данной группы месторождений приходится около 5 % мировых запасов.

Оставшиеся группы месторождений золота (примерно 10–12 %) составляют второстепенные геолого-промышленные типы. Среди них может быть выделен тип месторождений золотоносных кор химического выветривания, которые все чаще становятся объектами проведения поисково-разведочных и экс-

плуатационных работ, в связи с возможностью вовлечения их в низко затратную карьерную разработку и к методу кучного выщелачивания.

В последнее время все более пристальное внимание стали уделять более полному извлечению полезных компонентов, в том числе и золота из комплексных полиметаллических руд. Основные запасы золота данного типа месторождений сосредоточены в медно-порфировых, медно-колчедановых, медно-никелевых и медно-молибден-порфировых залежах. При этом, медно-порфировые месторождения объединяют более 50 % запасов меди, и являются наиболее перспективными с точки зрения запасов золота среди второстепенных типов месторождений. Особое значение имеют вулкано-плутонические пояса кайнозойского возраста, опоясывающие Тихий океан и простирающиеся от Карибских островов через Средиземное море, Закавказье, Турцию, Иран, Индонезию и Филиппины.

Наиболее крупными объектами данного типа являются месторождения Океании в Папуа – Новой Гвинеи (Ок Теди – с запасами 223 т золота) и Грасберг в индонезийской части о. Новая Гвинея (запасы 2250 т). При этом, общие запасы руды на первом объекте оцениваются в 360 млн т при среднем содержании меди 0,8 %, золота – 0,62 г/т, серебра – 1,3г/т; добыча золота в 1998 г. составила 13 т. Для второго месторождения присущи следующие концентрации полезных компонентов: золота – 1,06 г/т, меди – 1,13 %, серебра – 3,8 г/т, уровень попутной добычи составил колоссальную цифру – 88 т золота, что является крупнейшим источником попутной добычи золота в мире.

Следует упомянуть еще об одном крупном комплексном месторождении Пангуна, расположенном на о. Бугенвиль следует упомянуть. Общие запасы 900 млн т руды, в том числе золота – 460 т, при среднем содержании полезных компонентов: золота – 0,51 г/т, меди – 0,48 %, молибдена – 0,04 %, серебра – 1,5 г/т. Ежегодная добыча золота на данном объекте составляет 24 т золота. На медно-порфировом месторождении запасы золота оцениваются 127 т, при общих запасах в 190 млн т руды. Содержание меди составляет 0,58 %, золота – 0,67 г/т. К другим, не менее продуктивным месторождениям, относятся объекты, сконцентрированные в Западно-Филиппийском поясе – Атлас, Сипалай, Алакон, Кармен и др.

Подобного типа месторождения отрабатываются в США, Канаде, Мексике, Перу, Чили и в других странах. В последнее время открыты месторождения подобного типа в Аргентине (Агуа-Рика), при содержании 0,22 г/т запасов золота 320 т, месторождение Бахо-де-ла-Алумбрера содержит запасы 370 т при среднем содержании 0,67 г/т. В Перу новое комплексное месторождение Серра-Корона при содержании 1,2 г/т, запасы золота – 93 т. В Индонезии месторождение Бату-Хайжу на о. Сумбаба содержит 388 т золота при содержании 0,43 г/т, группа месторождений Кейдиа в Австралии содержит 230 т золота, при содержании 0,44–0,85 г/т.

На крупнейшем в США золотосодержащем медно-молибден-порфировом месторождении Бингем, открытом в 1906 г. запасы руды составили 1,4 млрд т, при содержании меди 0,7 %, молибдена 0,05 %, золота от 0,2 до 0,8 г/т; попут-

ная добыча составляет от 5 до 15 т в год, и всего добыто за всю историю существования месторождения около 380 т золота.

Другим источником попутной добычи золота являются медно-колчадановые месторождения. Золотоносность этих руд определяется не только наличием первичного золота, осажденного вместе с сульфидами, но и присутствием более позднего наложенного золота. Большое значение для попутного извлечения имеют медно-колчадановые месторождения с повышенной золотоносностью (1–4 г/т). К таким зонам относятся месторождения, локализованные в пределах о. Ньюфаунленд и золотоносные пояса Абитиби в Канаде, которые представляют практический интерес. Так в рудах месторождения Норанда содержание меди 2,15 %, золота 4,5–5,5 г/т, а на теллур- и селеносодержащих рудных залежах этого месторождения золото локализовано в линзах, с содержанием до 100 г/т. Подобное месторождение Флин-Флон характеризуется запасами медно-колчедановых руд порядка 0,5 млн т, с высоким средним содержанием меди (2,72 %), цинка (4,24 %), золота (2 г/т), серебра (35 г/т), причем в окрестностях этого месторождения выявлены еще не менее 10 подобных месторождений с содержанием золота 1 г/т, серебра 31 г/т.

Большое количество золотоносных медно-колчедановых месторождений выявлено в США. Одно из крупнейших в мире залежей массивных сульфидных медных руд расположено в штате Аризона: месторождение Юнайтед Верде имеет длину 600 м, ширину около 150 м, протяженность по падению более 1800 м и содержит запасы меди 1,6 млн т при среднем содержании 1 %, содержание золота в руде от 0,1 до 0,6 г/т. Расположенная неподалеку крупная залежь Юнайтед Верде Экстеншен содержит сотни тысяч тонн меди при среднем содержании 6,65 %, золота – 12 г/т и серебра – 40 г/т.

Вследствие относительно высоких содержаний попутных металлов в медно-колчедановых рудах месторождений Рио-Тинто в Испании, Ракха в Индии доля этого типа запасов золота в 5 раз, а серебра – в 4 раза больше, чем в запасах меди.

Важнейшими источниками в минерально-сырьевой базе золота ряда стран в частности Канады, России, ЮАР, Австралии являются комплексные золото- и платиносодержащие месторождения медно-никелевых руд. Сравнительно небольшие месторождения указанного типа имеют место в Зимбабве, Бостване, на Мадагаскаре, в КНР, Индии, Финляндии и США.

Месторождения района Садбери в Канаде приуроченные к интрузивному массиву длиной в 56 км, характеризуются пластообразной или дайкообразной формой рудных тел, протяженностью до 1500 м, при мощности от 12 до 25 м. Среднее содержание никеля в этих рудах 0,7–1,5 %; меди – 0,8–1,9 %, кобальта – 0,12–0,9 %. Запасы этого месторождения огромны, помимо указанных компонентов, попутно извлекаются золото, серебро, платиноиды, селен, теллур и др. и составляют весьма существенную долю прибыли от попутного извлечения 11,7 % от общей прибыли. Общий объем золота в месторождении оценивается в 42 т, серебра в 1785 т, минералов платиноидной группы – в 200 т (при среднем содержании соответственно в 0,1; 4,2 и 0,4 г/т).

Другой тип сульфидных медно-никелевых месторождений представлен рудами Фланкфонштейн в ЮАР, месторождение простирается на 3 км и содержит более 70 крутопадающих трубчатых тел диаметром 1–17 м с гнездами полезных компонентов. Наиболее богатые трубки содержат в среднем 3 % никеля, 1 % меди, 0,1 % кобальта и несколько граммов драгоценных металлов.

Россыпные месторождения составляют около 5 % мировых запасов золота и продолжают играть ведущую роль в ряде стран России, Африки и Южной Америки.

В заключение описания минерально-сырьевой базы мира остановимся на роли крупных и уникальных месторождений золота.

По оценке исследователей, в мире известны от 1500 до 2500 коренных месторождений с запасами от 1 т и более каждое. Помимо уникального золотоносного бассейна Витватесранд, суммарные запасы которого составляют примерно 70 тыс. т, все остальные месторождения в сумме содержат примерно около 100 тыс. т.

В мире существуют 100 крупнейших месторождений с запасами более 150 т, по мнению специалистов суммарно включают запасы около 45–47 тыс. т, из них 10 содержат запасы более 1000 т, порядка 22 объектов от 500 до 1000 т и около 40 – от 200 до 500 т.

В числе 100 крупнейших месторождений золота насчитывается 31 комплексное золотосодержащее месторождение с суммарными запасами 11–12 тыс. т, т.е. примерно 25 % от суммы всех запасов крупнейших месторождений мира. Доминирующими являются месторождения следующих геолого-промышленных групп:

– медно-молибден порфировые;

– медно-колчеданные;

– медно-никелевые залежи в расслоенных мафит-ультрамафитовых комплексах.

В то же время наблюдается тенденция к увеличению роли комплексных месторождений и доли запасов в общей сумме мировых запасов золота. Так, за последние 40 лет было открыто 19 комплексных золотосодержащих месторождений (60 %) из 31 аналогичного состава входящих в группу крупнейших. Из 69 собственно золоторудных месторождений этого ранга за последнее время открыто 27 (40 %). Среди них 12 вулканогенных близ поверхностных (эпи термальных) и 15 – плутогенных глубинных (мезотермальных), в том числе 10 относятся к жильным месторождениям, а 15 к прожилково-вкрапленным.

Запасы золота 100 крупнейших месторождений по возрасту образования распределились следующим образом: архей 10,5–11,5 тыс. т; протерозой – 8–9; палезой – 9,5–10; мезозой – 6,5–7; кайнозой – 9–10,5 тыс. т. Исходя из этого, можно констатировать возрастающую интенсивность рудообразующих процессов для золотых руд в истории Земли.

В будущем, по мнению специалистов, минерально-сырьевая база золота будет в большей мере пополняться за счет открытия новых и изучения комплексных, а также за счет собственно золотосодержащих месторождений в мо-

лодых геологических структурах и областях тектоно-магматической активизации, в том числе новых типов месторождений с тонким и рассеянным золотом.

В качестве ответа на не простой вопрос об обеспеченности запасами золота приведем данные о запасах и уровне среднегодовой добычи золота по основным золотодобывающим государствам (табл. 1.7). Как видно из табл. 1.7, Россия заметно уступает по подтвержденным природным запасам золота Южно-Африканской Республике (ЮАР), находится на одном уровне с США и значительно опережает Канаду, Индонезию и Австралию.

Таблица 1.7

Запасы и годовая добыча золота

| Страна | Подтвержденные природные запасы в 1994 г., т | Годовая добыча в 1993 г., т | Отношение гр. 1 : гр. 2 |
|---|---|---|---|
| ЮАР | 22000 | 619 | 35 |
| Россия | 5000 | 176 | 28 |
| США | 4980 | 332 | 15 |
| Канада | 3190 | 153 | 20 |
| Индонезия | 1824 | 52 | 35 |
| Австралия | 1800 | 247 | 7 |

Как отмечено ранее, наряду с подтвержденными запасами на территории каждой золотодобывающей страны имеются зоны предполагаемого наличия золота. Здесь определены возможные запасы, которые подлежат уточнению, т.е. необходимо в будущем проведение геологоразведочных изысканий. Такие зоны называют зонами прогнозируемых запасов.

В группе зарубежных золотодобывающих стран при общих подтвержденных запасах в 43 тыс. т прогнозируемые запасы в 1994 г. оценивались в 39 тыс. т.

Однако прогнозируемые запасы не всегда подтверждаются при более детальной разведке. В мировой практике известны многие случаи, когда в целях повышение курса акций некоторые крупные золотодобывающие компании умышленно завышают прогнозируемые запасы.

В качестве примера можно привести событие, произошедшее на острове Калимантан в Индонезии. Здесь было обнаружено золото на месторождении Бусанг и заявлено, что запасы металла якобы достигают 6 тыс. т. Канадская компания «Бре-Экс» сумела собрать под этот проект 6 млрд дол. Для улучшения показателей содержания золота в регулярно бравшиеся индонезийскими геологами пробы добавлялось золото. При детальной проверке оказалось, что на месторождении не содержится достаточного количества драгоценного металла, необходимого для коммерческой эксплуатации месторождения. Эта афера повлияла на деятельность других золотодобывающих компаний, акции которых стали падать. Недоверие к индонезийским властями отразилось в решении крупнейшей американской компании «Ньюман майнинг» прекратить все работы по устройству золотодобывающего рудника стоимостью в 2 млрд дол. на

острове Сумбава. Махинации, связанные с этим месторождением, оказались крупнейшей аферой в истории золотодобычи всех времен и народов.

По уровню инвестиций капиталистических стран в поиски новых уточнение прогнозируемых запасов и интенсификацию добычи на действующих месторождениях золотодобывающая отрасль находится на первом месте, что подтверждается численностью работников, занятых разработкой твердых полезных ископаемых, по сравнению с численностью в других отраслях.

Следует отметить еще одно важное свойство золота как металла – это вечный металл, он почти никогда не исчезает и, будучи неоднократно переплавленным, сохраняет свои свойства в слитках, монетах или ювелирных изделиях.

Годовая добыча золота составила в 2006 г. в объеме 2529 т и оценивается в сумму свыше 22 млрд дол. Годовая мировая добыча нефти измеряется сотнями тысяч тонн и стоимость ее оценивается в 2–3 млрд дол. Однако доллары, полученные от продажи, ежегодно «сжигаются» самолетами, автомобилями, кораблями, тогда как золото остается и увеличивает свою стоимость[1].

## 1.3. МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫЕ РЕСУРСЫ И ЗАПАСЫ ЗОЛОТА В РОССИИ

Россия занимает одно из ведущих мест в мире по уровню обеспеченности запасами и минерально-сырьевыми ресурсами золота мира. Учитывая особый характер золота как драгоценного стратегического металла, как в настоящее время, так и на протяжении многих прошлых десятилетий официальных данных о прогнозных ресурсах и разведанных запасах золота, опубликованных государственными органами России в открытой печати, найти невозможно. Поэтому говорить о минерально-сырьевых ресурсах и запасах золота можно, только основываясь на оценках различных авторов или используя разрозненные данные по отдельным регионам страны или по отдельным геолого-промышленным типам, которые иногда существенно различаются. Наиболее полной и достоверной информацией, по нашему мнению, обладают данные, приведенные В. Г. Лешковым и Беневольским, согласно которым вероятный интервал запасов золота РФ оценивается не менее 11–11,5 тыс. т, а общая оценка МСБ характеризуется 25–26 тыс. т.

По данным В. Поливанова общий потенциал золотоносности России по состоянию на 1999 г. (прогнозные ресурсы + накопленная добыча + запасы) составляют в пределах 34–35 тыс. т, в том числе прогнозные ресурсы – 11 тыс. т; запасы золота – 9 тыс. т и накопленная добыча Российской империи (1719–1917 гг.), СССР (1918–1991 гг.) и Российской Федерации (1992 г. и по настоящее время) составила –14,5 тыс. т золота[2].

В состоянии металлогенического потенциала как суммы накопленной добычи, промышленных запасов и прогнозных ресурсов, применяемых для ус-

[1] URL: http://www.newmount.com.
[2] URL: http://www.newmount.com/en/about/history/index.asp.

ловной оценки категории запасов $C_2$ (здесь значение $C_2=0{,}125\ (P_3+2P_2+4P_1)$), преобладает накопленная добыча при практически равной доле запасов.

«Долгосрочной государственной программой изучения недр и воспроизводства МСБ России…» в качестве приоритетных полезных ископаемых признаны высоколиквидными – золото, серебро, платиноиды, алмазы, медь.

Остродефицитными видами сырья являются: – хромовые и марганцевые руды, урановое сырье, некоторые виды неметаллов; к минеральному сырью на уровне необходимого присутствия относятся также редкие металлы, большинство неметаллов, уголь.

По данным Роснедра, отношение прироста разведанных запасов к добыче за период 2004–2005 гг. по золоту составляет 54,1 %, а по платине 64,6 %.

Затраты на геологоразведочные работы в 2005 г. на твердые полезные ископаемые (ТПИ) составили 57 %.

Оценивая результативность поисковых работ на ТПИ по отдельным видам можно отметить высокую эффективность, так экономическая эффективность вложений средств федерального бюджета в воспроизводство минерально-сырьевой базы в 2005 г. по благородным металлам и алмазам составила 120 рублей на рубль затрат. За счет увеличения объема инвестиций, в том числе и частных, появились положительные результаты. Впервые за 15 летний период в России получены значительные приросты запасов золота, что практически в двое превысили объемы его добычи и это в основном связано с учетом запасов Благодатного месторождения в Красноярском крае и месторождения Купол в Чукотском АО. Данные по объему добыче и приросту запасов золота приведены на рис. 1.5.

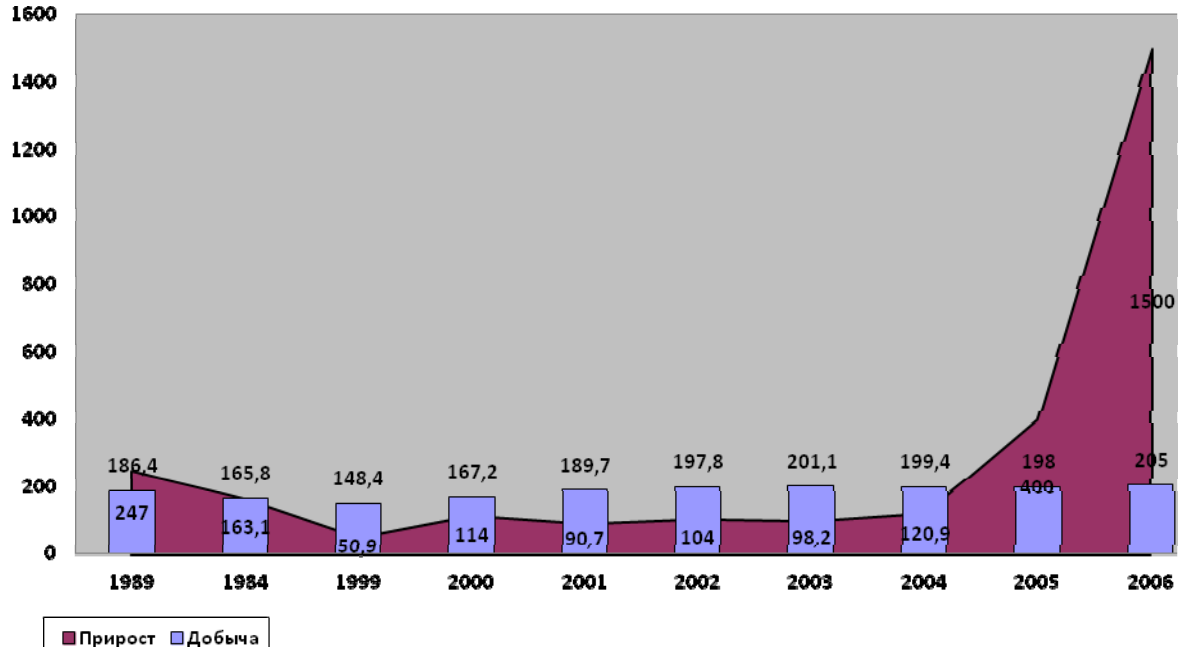



Рис. 1.5. Динамика добычи и прироста запасов золота

В Российской Федерации запасами и прогнозными ресурсами обладают 39 субъектов Федерации, которые в основном сосредоточены в 5 федеральных округах страны: Дальневосточном, Сибирском, Уральском, Приволжском и Северо-Западном округе. Наибольшее значение имеют два региона: Дальневосточный и Сибирский округа, на долю которых приходится около 67 % запасов золота (данные Б. И. Беневольского[1]).

В 28 субъектах Российской Федерации разведано более 200 коренных месторождений золота и 140 комплексных, концентрирующих в себе соответственно 54 и 28 % от общих запасов золота России; около 5000 россыпных месторождений содержат 18 % запасов. Преобладающая часть запасов рудного золота (около 60 %) сконцентрирована в крупных и весьма крупных месторождениях, таких как Сухой Лог, Куранахское, Наталкинское, Олимпиадинское, Майское, Неждановское, Дарасунское, Балейское и др. Данные по крупнейшим месторождениям России приведены в табл. 1.8[2].

Около 25 % коренных месторождений представлено мелкими объектами. Основные же запасы сосредоточены в медно-колчеданных и медно-никелевых месторождениях Урала и Норильского горно-промышленного района.

По запасам золоторудного сырья первое место среди субъектов РФ занимает Иркутская область (23,75 %), Республика Саха (Якутия) (14,8 %), Красноярский край (13,7 %), Магаданская область (10,09 %), суммарные запасы которых составляют 62 % (табл. 1.9)[3].

В структуре сырьевой базы золота страны основная роль принадлежит коренным (золоторудным) месторождениям, на их долю приходится около 52 % запасов, 79 % ресурсов и 38 % годовой добычи золота (рис. 1.6).

Огромный потенциал только разведанных промышленных запасов (без учета прогнозных ресурсов) за последние тридцать лет (1968–1998 гг.) используется крайне нерационально. Если разведанные запасы возросли всего на 5,6 %, а россыпного золота сократились, то добыча рудного золота возросла практически в два раза, а доля россыпного золота снизилась на 22 %, при неизменном состоянии добычи из комплексных месторождений.

[1] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/summary/ownership.asp.
[2] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/northamerica/index.asp.
[3] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/indonesia/index.asp.

Таблица 1.8

Характеристика наиболее крупных золоторудных месторождений России

| Месторождение | Субъект РФ | Ресурсы золота | | Среднее содержание, г/т | Возраст | Рудная формация |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Всего | В т.ч. добыто | | | |
| Березовское | Свердловская обл. | 350 | 200 | 10 | Pz | Золото-сульфидно-кварцевая |
| Воронцовское | Свердловская обл. | 100 | – | 4,9 | Pz | |
| Кочкарьское | Челябинская обл. | 260 | 200 | 10 | Pz | Золото-сульфидно-кварцевая |
| Советское | Красноярский край | 130 | 80 | 15 | Pt3 | |
| Олимпиадинское | Красноярский край | 650 | 18 | 4,5 | Pt3 | Золото-кварцевая |
| Зун-Холба | Бурятия | 160 | 8 | 18,5 | Pt3 | Золото-сульфидная |
| Дарасунское | Читинская обл. | 300 | 80 | 15 | Mz | Золото-сульфидно-кварцевая |
| Балейское | Читинская обл. | 400 | 300 | 15 | Mz | |
| Сухой Лог | Иркутская обл. | 2000 | – | 2,7 | Pt3 | Золото-серебряная |
| Бамское | Амурская обл. | 160 | – | 6 | Mz | Золото-сульфидная |
| Нежданинское | Якутия | 470 | 150 | 5 | Pz | Золото-серебряная |
| Кючусское | Якутия | 200 | – | 7 | Mz | Золото-кварцевая |
| Куранахское | Якутия | 500 | 250 | 7 | Kz | Кора выветривания |
| Сарылахское | Якутия | 180 | 50 | 25 | Mz | Золото-сульфидно-кварцевая |
| Многовершинное | Хабаровский край | 110 | 10 | 9,7 | Mz | |
| Наталкинское | Магаданская обл. | 500 | 100 | 4,5 | Pz | Золото-серебряная |
| Кубакское | Магаданская обл. | 100 | 12 | 25,3 | Mz | Золото-кварцевая |
| Майское | Чукотка | 300 | – | 13 | Mz | Золото-серебряная |
| Аметистовое | Камчатская обл. | 120 | – | 17 | Kz | Золото-кварцевая |
| Озерновское | Камчатская обл. | 250 | – | 17 | Kz | Золото-серебряная |

| **Добыча** | **Запасы** | **Ресурсы** |
|---|---|---|
| Россыпные – 48 % | Россыпные – 16,7 % | Россыпные – 11,4 % |
| Коренные – 38 % | Комплексные – 28,6 % | Комплексные – 7,7 % |
| Комплексные – 14 % | Коренные – 54,7 % | Коренные – 81,9 % |

По оценкам экспертов, в недрах России на 2010 г. хранится более **22 тыс. т** золота, а средняя ежегодная добыча составляет порядка 190 тонн. По количеству запасов золота Россия находится на почетном втором месте в мире, уступая только ЮАР. В недрах Российской Федерации находится около **11 %** мировых запасов золота. Самое крупное месторождение золота – Сухой Лог в Иркутской области. В недрах этого уникального по своим масштабам месторождения содержится более **1900 т** золота[1].

В 2006–2007 гг. ЦНИГРИ по заданию Роснедра выполнил комплексную технологическую и геолого-экономическую переоценку золоторудного месторождения Сухой Лог.

Расчеты экономического обоснования разработки месторождения показали, что срок окупаемости может составить 8,7 года, а уровень рентабельности к производственным фондам 22,3 %[2].

[1] URL: http://goldomania.ru/gold_deposits/russia/gold_deposits_russia.html.

[2] Мигачев И. Ф., Карпенко И. А., Петраш Н. Г. Геолого-экономическая переоценка месторождения Сухой Лог с учетом инновационных технологий. Минеральные ресурсы России. Экономика и управление, 2008. № 2. URL: http://www.vipstd.ru/gim/content/view/636.

Золотые месторождения России представлены в алфавитном порядке:

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Агинское | Благодатное | Каральвеемское | Многовершинное | Светлинское |
| Аметистовое | Васин | Ключевское | Наталкинское | Сухой Лог |
| Асачинское | Вернинское | Кочкарское | Нежданинское | Талайтуйское |
| Балейское | Воронцовское | Купол | Олимпиадинское | Тасеевское |
| Бамское | Гайское | Куранахское | Пионер | Хаканджинское |
| Бараньевское | Дарасунское | Кючусское | Покровское | Чертово Корыто |
| Березитовое | Зун-Холбинское | Майское | Родниковое | Эльдорадо |
| Березовское | Итакинское | Маломырское | | |




Рис. 1.6. Карта золотых месторождений России[1]

Структура минерально-сырьевой базы золота по типам месторождений (по. Б. И. Беневольскому) приводится в табл. 1.10.

В результате целенаправленных научно-обоснованных геолого-разведочных работ в конце 90-х гг. XX в. и начале XXI в. были созданы предпосылки для поддержания стабильности сырьевой базы россыпного золота, а также существенно пополнилась МСБ комплексных месторождений, что отразилось не только на росте производства меди и никеля, но и на производстве попутного золота.

[1] URL: http://goldomania.ru/gold_deposits/russia/gold_deposits_russia.html.

Таблица 1.9

Запасы и прогнозные ресурсы по субъектам Российской Федерации по состоянию на 1998 г., %

| Субъект Федерации | Коренные месторождения | | Россыпные месторождения | | Комплексные месторождения | | Всего | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | запасы | ресурсы | запасы | ресурсы | запасы | ресурсы | запасы | ресурсы |
| Россия – всего | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| Иркутская область | 23,75 | 6,15 | 10,51 | 6,97 | – | – | 14,58 | 5,52 |
| Республика Саха (Якутия) | 14,80 | 7,85 | 21,66 | 10,15 | 1,09 | 2,19 | 12,21 | 7,43 |
| Красноярский край | 13,70 | 7,54 | 3,58 | 3,80 | 0,02 | – | 8,01 | 6,26 |
| Магаданская область | 10,09 | 12,38 | 14,90 | 17,45 | 0,28 | 3,80 | 8,23 | 11,90 |
| Читинская область | 8,67 | 6,10 | 7,41 | 6,97 | 2,55 | 7,38 | 6,62 | 6,34 |
| Чукотский АО | 6,89 | 5,66 | 9,12 | 8,25 | – | 3,00 | 5,27 | 5,63 |
| Хабаровский край | 4,94 | 6,45 | 3,40 | 9,51 | – | – | 3,19 | 6,02 |
| Свердловская область | 4,78 | 4,36 | 5,03 | 3,80 | 3,21 | 2,94 | 4,38 | 4,13 |
| Амурская область | 2,26 | 7,67 | 10,87 | 14,28 | – | – | 3,20 | 7,47 |
| Камчатская область | 2,13 | 4,40 | 0,01 | – | 0,02 | 7,61 | 1,15 | 4,31 |
| Республика Бурятия | 2,09 | 4,80 | 2,00 | 1,90 | 1,66 | – | 1,90 | 3,92 |
| Челябинская область | 2,05 | 3,48 | 1,49 | 0,63 | 8,53 | 31,24 | 3,67 | 6,44 |
| Корякский АО | 1,09 | 4,90 | 0,34 | 1,27 | – | – | 0,65 | 3,99 |
| Кемеровская область | 0,68 | 1,30 | 2,14 | 1,58 | 2,22 | 2,54 | 1,38 | 1,48 |
| Республика Башкортостан | 0,62 | 1,74 | 0,23 | 0,63 | 25,19 | 15,21 | 7,32 | 3,21 |
| Республика Алтай | 0,50 | 0,39 | 0,15 | 0,51 | – | – | 0,22 | 0,36 |
| Республика Хакасия | 0,48 | 0,96 | 0,31 | 1,29 | – | – | 0,33 | 1,22 |
| Оренбургская область | 0,32 | 1,13 | 0,08 | 0,32 | 23,46 | 5,41 | 6,65 | 1,42 |
| Приморский край | 0,07 | 1,51 | 0,7 | 0,63 | 0,17 | 5,82 | 0,22 | 1,63 |
| Сахалинская область | 0,06 | 2,00 | 0,16 | 0,38 | – | – | 0,06 | 1,22 |

Согласно классификации Б. И. Беневольского, по особенностям строения рудных тел – их мощности, морфологии, условиям залегания в пространстве и масштабу среди золоторудных месторождений – выделяются три типа месторождений:

– жильные, концентрирующие 16,2 % запасов золота, 46,7 % прогнозных ресурсов, из которых добывают 13,7 % золота;

– жильные и минерализованные зоны, в которых сосредоточена основная часть запасов 46,2 %, и прогнозные ресурсы – 51,7 %, являющиеся источником 58,1 % добытого золота;

– штокверки, доля запасов которых составляет 37,6 %, прогнозных ресурсов – 1,6 % и добычи – 28,2 %.

Среди различных геолого-промышленных типов ведущее место принадлежит золоторудным месторождениям в углеродистых песчано-сланцевых толщах миогеосинклиналей около 64 %. Месторождения данного типа обладают 40 % прогнозных ресурсов и дают более 35 % добычи золота из руд, к ним относятся – Сухой Лог, Советское, Олимпиадинское, Майское, Нежданновское, Наталкинское, Школьное, Кючусское, Каральвеем и ряд других. Для этих месторождений характерным является крупные и весьма крупные объемные зоны с мега штокверковым характером руд (Сухой Лог) или масштабные минерализованные жильными прожилковые зоны (Наталкинское, Майское, Олимпиа-

динское, Неждановское), что благоприятствует открытому или комбинированному способу разработки.

Для этих месторождений характерно равномерное распределение металла в руде, со средним содержанием металла, не превышающим 5 г/т. Объекты этого типа характеризуются весьма устойчивым, выдержанным характером оруденения на глубину до 1–2 км. Тонко вкрапленное и субмикроскопическое золото в пирите и арсенопирите по своим свойствам является упорным и требует специальных методов обогащения, что обусловливает, как правило, большие затраты как на хозяйственное их освоение, так и на обогащение.

Второе место по запасам в этой группе (около 20 %) занимают месторождения в вулканно-плутонических поясах и областях тектоно-магматической активизации (месторождения Балейское, Дарасунское, Многовершинное, Покровское, Агинское, Золотое, Аметистовое, Кубахское, Куранахское и др.). Данные месторождения локализованы в вулканногенных толщах и интрузивных комплексах, обычно характеризуются высоким содержанием металла в руде до 20 г/т, часто ассоциируется с минералами серебра, что объединяет их в золото-серебряную формацию. Для этих месторождений характерно убогосульфидное оруденение, бонанцовый, столбовой характер распределения рудных тел в жильных телах маломощных жильно-прожилковых зонах сложной морфологии. Как правило, средний масштаб оруденения на глубину не превышает нескольких сотен метров. Эти месторождения отрабатываются подземным способом и имеют небольшую производительность рудника. Вследствие этого они являются привлекательными для инвестиций и в последнее время все больше их вовлекается в эксплуатацию.

Месторождения в вулканно-осадочных толщах эвгеосинклиналей дают около 16 % запасов золота России, обладают 36 % прогнозных ресурсов, являются источником 15 % ежегодной добычи металла, на их долю приходится около 30 % месторождений. К этим месторождениям относятся Березовское, Зун-Холба, Воронцовское, Светлинское, Кочарское, Берикульское, Саралинское, Коммунарское. Для месторождений этого типа характерна минерализация сложной морфологии, в верхних частях которых развиты коры химического выветривания, они благоприятны для отработки методом кучного выщелачивания. Значительная вертикальная протяженность (до 1–2 км) характерна для жильных тел, жильных свит и систем лестничных тел данных типов месторождений.

К древнейшим золотоносным объектам относятся золото-сульфидные и золото-кварцевые проявления зеленокаменных поясов архейской и раннепротерозойской эпох, имеющие проявления в Карело-Кольском районе и Воронежском кристаллическом массиве, Анабарском щите и Становом хребте. Несмотря на их значимость, эти месторождения слабо изучены из-за сложности геологического строения.

На комплексные золотосодержащие месторождения, а их более 100, приходится более 14 % запасов и 10 % прогнозных ресурсов и около 12 % производства золота. Выделяют пять основных геолого-промышленных типов комплексных месторождений:

– медно-колчеданный;
– медно-никелевый;
– полиметаллический;
– свинцово-цинковый;
– медно-скарновый.

Большая часть запасов 87,7 % в России связана с медно-колчеданными и медно-никелевыми горно-промышленными типами. Прогнозные ресурсы в комплексных рудах составляют 13 % от общих по России (табл. 1.10)

Таблица 1.10

Ориентировочное распределение прогнозных ресурсов, запасов и добычи золота по геолого-промышленным типам комплексных месторождений России (по Б. И. Беневольскому), %

| Геолого-промышленный тип | Прогнозные ресурсы | Запасы | Среднее содержание золота г/т | Добыча | Месторождения |
|---|---|---|---|---|---|
| Медно-колчеданный | 39,7 | 63,1 | 1,2 | 65,0 | Юбилейное, Гайское, Узельгиское, |
| Медно-никелевые | 10,1 | 24,6 | 0,2 | 25,0 | Урупское, Худесское |
| Полиметаллические | 3,7 | 4,6 | 1,2 | 6,0 | Октябрьское, Талнахское, Корбалихское, |
| Свинцово-цинковые | 5,2 | 2,5 | 0,7 | 3,5 | Зареченское, |
| Медно-скарновые | 18,9 | 0,4 | 0,4 | 2,0 | Ново-Широкинское |
| Прочие (золотосеребряные, висмутовые, мышьяковые, вольфрамо-оловянные и др.) | 22,4 | 4,8 | 0,08 | 1,5 | Кварцитовая Сопка Гумешевское, Удерейское, Илинтас, Фестивальное |
| **Всего** | **100** | **100** | **0,5** | **100** | |

МСБ комплексных руд находится в прямой зависимости от состояния сырьевой базы цветных металлов, на увеличение которых в ближайшей перспективе рассчитывать не приходится, кроме того, эти месторождения характеризуются низким содержанием металла в руде.

Золотоносные россыпи могут быть объединены в четыре геолого-генетические группы, которые охватывают около 5 тыс. объектов продуктов выветривания через транспортирующие канавы до аккумулирующих золото образований;

– золотоносные россыпи элювиальных отложений химического выветривания, приуроченные к выходам рудных тел на поверхность с 6–10 % от общих запасов золотых месторождений страны и 16 % золота России, к ним относятся Олимпиадинское, Светличное, Муртыкты, Кузнецовское (Чазы-Гол), Рябиновое, Покровское и другие месторождения. Нередко подобные коры проникают на глубину 150–200 м по зонам рудовмещающих дислокаций и локализуют в себе крупные (до 120 т) тела легкообогатимых и богатых руд. Отнесение данно-

го типа к россыпям не является общепризнанным, поскольку многие исследователи относят их к коренным месторождениям:

– аллювиально-пролювиальные россыпи мелкого и тонкого золота (аллювиально-гетерогенных толщ повышенной мощности), локализующие около 5 % запасов россыпного золота и обеспечивающие около 1 % его добычи;

– аллювиальные россыпи (мелко и глубокозалегающие крупных долин), концентрирующие в себе преобладающую часть запасов россыпного золота – 84 % и являющиеся основным источником россыпной золотодобычи – 76 %;

– прибрежно-морские россыпи древних береговых зон на континенте с незначительной ролью в запасах россыпей (около 1 %) и добыче (до 4 %), к ним относится месторождение Рывеемское на Чукотке[1].

Самостоятельная группа – техногенные россыпи, являющиеся продуктом промышленной разработки месторождений. Формирование техногенных россыпей является закономерным следствием изменения экономических требований и несовершенства применяемой техники и технологии добычи и обогащения золотоносных песков. Добыча из техногенных месторождений в старых золотоносных районах составляет около 15–20 % и характеризуется устойчивой тенденцией роста. Достоверных же данных о прогнозных ресурсах и запасах не имеется.

Россыпные месторождения золота в России играют важную роль в структуре МСБ золота страны, в них локализовано 18 % запасов и 10 % природных ресурсов. При этом доля россыпного золота в общероссийской добыче составляет около 50 %, доля же запасов россыпного золота за 1991–1998 гг. уменьшилась на 7,3 %, добыча из них за тот же период упала на 47 %.

По мнению специалистов, потенциал россыпей достаточно велик для сохранения при существующем уровне еще на 10–15 лет, до переориентации на разработку коренных месторождений.

Запасы россыпного золота сосредоточены в 28 субъектах Российской Федерации от Урала до Камчатки, в основном в труднодоступных, удаленных от инфраструктуры и экономически слабых районах. Наиболее крупными из них являются: Центральная Колыма, Якутия, Чукотка, Лена и Приамурье, обеспечившие за последние 10 лет более 80 % россыпного золота и 75 % прироста запасов. Ежегодная добыча золота этих регионов колеблется от 6–10 до 20–33 т. Кроме того, важное место в МСБ золота занимают Урал, Енисейский кряж и Восточное Забайкалье.

Крупнейшим россыпным районом золота мира является Центрально-Колымский район. Всего за всю историю освоения этого района добыто более 2,5 т, а совместно с Чукоткой – 3,3 т. В основном золото приурочено к аллювиальным россыпям четвертичного возраста (Берелех, Дебин, Оротукан). В россыпях Магаданской области локализовано 15 % общих запасов России, регион занимает второе место после Якутии по объемам прогнозных ресурсов. Основные запасы золота из россыпей сосредоточены в малых и средних долинах, характерных для районов Чукотки, Урала и Приамурья. Для Приамурья, наоборот, характерны россыпи крупных долин (Селемджа) и толщ повышенной

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/mponeng.

мощности (Нагиминская, Яснопольская). Благодаря этому Амурская область занимает первое место в России по прогнозным ресурсам россыпей (27 %) и четвертое – по запасам (10 %).

Якутия, наряду с Магаданской областью, в последнее десятилетие занимает лидирующие позиции в золотодобыче страны, добывая ежегодно от 11 до 33 т.

Суммарная добыча россыпного золота составила более 1000 т.

По запасам золота в россыпях Якутия занимает первое место в стране (22 % общих запасов), по прогнозным ресурсам около – 11 %.

Для россыпей Якутии характерны крупные масштабы золотоносности (десятки тонн), значительная мощность золотоносных песков (до 60–80 м), большая глубина залегания (до 20–50 м), мелкое и тонкое золото при низком среднем содержании золота – около 0,5 г/м³.

Третьим районом с большими запасами золота в россыпях является Ленский район Иркутской области, в границах которого добыто около 1,3 тыс. т золота. Характерной особенностью россыпей являются богатые погребенные россыпи средне и поздне четвертичного возраста. Они приурочены к малым (6 % золота) и средним (94 % золота) долинам (Мамакан, Большой Макалак и др.).

В последнее время возрастает роль техногенных россыпей (Б. Догалдын). Запасы россыпного золота в области составляют 11 % общероссийских, прогнозные ресурсы – 9 %[1].

По данным Б. И. Беневольского, из 3,8 тыс. разведанных и 1,1 тыс. эксплуатируемых россыпей России около 80 % имеют запасы менее 500 кг каждая.

Почти половина (46 %) запасов золота сосредоточена в 380 средних по запасам месторождениях (от 1 до 5 т), составляющих всего 10 % от общего числа россыпей; около 23 % запасов локализовано в основной (80 %) части россыпей, с запасами менее 0,5 т.

Остальные запасы золота россыпей распределились в 365 мелких (0,5–1,0 т) и 27 крупных (более 5 т) месторождениях[2].

В начале XXI в. значительное увеличение расходов на воспроизводство МСБ золота привело к значительному росту запасов и прежде всего коренных запасов коренных месторождений, при этом изменилась и их структура. В МСБ золота запасы коренных месторождений составляет 4,3 тыс. т (53 %), россыпей 1,4 тыс. т (17,7 %), комплексных золотосодержащих руд – 2,4 тыс. т (29,3 %).

В России разведано 243 коренных месторождений с балансовыми запасами, в том числе разрабатываемых и подготавливаемых к эксплуатации – 131, находящихся в стадии разведки – 34 и в государственном резерве (нераспределенный фонд) – 78. Первая группа располагается в 19 субъектах Российской Федерации, следует учитывать, что 13 из них от 80 до 100 % запасов вовлечено в хозяйственный оборот. В целом по стране реализовывается 83,4 % запасов категории $A+B+C_1+C_2$, разведано 2 % и учтено в нераспределенном резерве на 78 мелких участках в основном забалансовых руд и остатков отработанных месторождений 11,4 % (табл. 1.11).

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/ergo.

[2] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/geita.

Вследствие доступности МСБ коренных месторождений для инвестиций приводит к тому, что они в большем размере вовлекаются в эксплуатацию. В то-же время, несмотря на рост запасов коренных месторождений, сырьевая база их продолжает снижаться. Снижение запасов на 11 % к 1995 г. Явилось следствием отрицательного баланса «добыча – прирост запасов» из-за неудовлетворительного финансирования ГРР в предыдущие годы. Основная причина заключается в неудовлетворительном «поисковом заделе» оцененных объектов, подготовленных для включения в лицензионную систему с целью воспроизводства МСБ.

Таблица 1.11

Уровень вовлечения в освоение запасов коренных и россыпных месторождений в основных золотоносных регионах страны

| Золотоносные регионы | Доля запасов, % запасов региона | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Коренные месторождения | | Россыпные месторождения | |
| | Разрабатываемые и подготавливаемые | Госрезерв | Разрабатываемые и подготавливаемые | Госрезерв |
| Уральский | 50,8 | 5,3 | 29,0 | 71,0 |
| Алтае-Саян- | 51,7 | 1,7 | 24,1 | 73,9 |
| Приенисейский | 81,0 | 6,5 | 59,3 | 60,7 |
| Восточно-Сибирский | 71,8 | 24,5 | 74,7 | 19,3 |
| Дальневосточный | 78,8 | 2,3 | 60,7 | 34,8 |
| Северо-Восточный | 95,7 | 2,5 | 52,6 | 40,2 |
| Россия, всего | 83,4 | 11,4 | 55,0 | 40,0 |

Для контроля за движением резервного фонда объектов лицензирования коренного золота и ресурсного потенциала, в настоящее время оценка прогнозных ресурсов производится в мониторном режиме по завершенным проектам ГРР. По результатам проектов 2003–2004 гг. реализованным в основном за счет федерального бюджета по текущим федеральным программам ГРР, воспроизводство прогнозных ресурсов на 01.01.05 г. в пересчете на условную категорию изученности $C_2$ компенсирует суммарную годовую добычу в целом в 1,4 раза, а по коренным месторождениям в 2,5 раза (к уровню добычи 2004 г.).

В балансе прогнозных ресурсов категории $P_2$+$P_1$ (на 2005 г.) объекты, находящиеся в госрезерве, т.е. не переданные в лицензирование и не включенные в годовые федеральные программы ГРР, по массе металла составляют 55 %, что является хорошим активным резервом для прироста запасов. В распределенном фонде, включая работы по годовым программам федеральных ГРР, что находится 31 % ресурсов категории $P_3$, 26 % категории $P_2$, 63 % категории $P_1$ в суммарном балансе ресурсов.

## 1.4. СОСТОЯНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ СЕРЕБРА

Получение сведений о суммарных мировых ресурсах серебра в зарубежной литературе затруднено. Как правило, это связано с отсутствием данных о запасах и ресурсах серебра в месторождениях собственных месторождениях серебра, основная их часть сосредоточена в комплексных серебросодержащих руд.

Выявленные ресурсы серебра в недрах 67 стран мира (включая Россию) оцениваются, примерно в 1400 тыс. т; почти три четверти этого количества связано с комплексными серебросодержащими месторождениями цветных и благородных металлов, и лишь около 25 % приходится на собственно серебряные месторождения.

Общие **запасы** серебра в мире (без России) на начало 1999 г. составляли 876,8 тыс. т, в том числе подтвержденные – 581,1 тыс. т (табл. 1.12).

Горным бюро и Геологической службой США мировая база запасов серебра оценивается в 420 тыс. т, запасы – в 280 тыс. т.

Таблица 1.12

Запасы серебра на 01.01.99 г. (т) и среднее содержание серебра в рудах (г./т)

| Страны | Запасы общие | Доля в мире, % | Запасы подтв. | Доля в мире, % | Содержание |
|---|---|---|---|---|---|
| **Европа** | 158000 | 18 | 115140 | 19,8 | ... |
| Болгария | 5800[r] | 0,7 | 3000[r] | 0,5 | 100[r] |
| Великобритания | 500[r] | 0,1 | 330[r] | 0,1 | 40[r] |
| Венгрия | 300 | 0 | 50 | 0 | ... |
| Греция | 5000[r] | 0,6 | 3500[r] | 0,6 | 90[r] |
| Ирландия | 1400[r] | 0,2 | 1000[r] | 0,2 | 30[r] |
| Испания | 15000[r] | 1,7 | 14000[r] | 2,4 | 40[r] |
| Италия | 3000[r] | 0,3 | 2000[r] | 0,3 | 200[r] |
| Македония | 2200[r] | 0,3 | 1000[r] | 0,2 | 120[r] |
| Польша | 81000[r] | 9,2 | 66000[r] | 11,4 | 50[r] |
| Португалия | 8000[r] | 0,9 | 6500[r] | 1,1 | 40[r] |
| Румыния | 2600[r] | 0,3 | 1400[r] | 0,2 | 100[r] |
| Украина | 600[r] | 0,1 | 160[r] | 0 | 80[r] |
| Финляндия | 2000[r] | 0,2 | 800[r] | 0,1 | 50[r] |
| Франция | 4000[r] | 0,5 | 2000[r] | 0,3 | 110[r] |
| Германия | 5600[r] | 0,6 | 200[r] | 0 | ... |
| Чехия и Словакия | 4400[r] | 0,5 | 1400[r] | 0,2 | 100[r] |
| Швеция | 10000[r] | 1,1 | 9000[r] | 1,5 | 180[r] |
| Югославия | 6600[r] | 0,8 | 2800[r] | 0,5 | 120[r] |
| **Азия** | 242242 | 27,6 | 168530 | 29 | ... |
| Азербайджан | 4200[r] | 0,5 | 3000[r] | 0,5 | 100[r] |
| Армения | 3600[r] | 0,4 | 3000[r] | 0,5 | 100[r] |
| Грузия | 1500[r] | 0,2 | 200[r] | 0 | 150[r] |
| Индия | 9000[r] | 1 | 8000[r] | 1,4 | 120[r] |
| Индонезия | 18000[r] | 2,1 | 16500[r] | 2,8 | 30[r] |
| Иран | 14600[r] | 1,7 | 6500[r] | 1,1 | 300[r] |
| Йемен | 700[r] | 0,1 | 500[r] | 0,1 | 130[r] |
| Казахстан | 38000[r] | 4,3 | 29000[r] | 5 | 80[r] |
| Киргизия | 2500[r] | 0,3 | 2000[r] | 0,3 | 100[r] |
| Китай | 10000[r] | 1,1 | 6000[r] | 1 | 300[r] |
| КНДР | 900[r] | 0,1 | 300[r] | 0,1 | 250[r] |
| Республика Корея | 4000[r] | 0,5 | 3000[r] | 0,5 | 70[r] |
| Монголия | 10000[r] | 1,1 | 6000[r] | 1 | 150[r] |
| Мьянма | 6000[r] | 0,7 | 4500[r] | 0,8 | 120[r] |

| Страны | Запасы общие | Доля в мире, % | Запасы подтв. | Доля в мире, % | Содержание |
|---|---|---|---|---|---|
| Таджикистан | 65812 | 7,5 | 44000 | 7,6 | 80[r] |
| Турция | 7030[r] | 0,8 | 5530[r] | 1 | 200[r] |
| Узбекистан | 22900[r] | 2,6 | 10000[r] | 1,7 | 190[r] |
| Филиппины | 6000[r] | 0,7 | 4500[r] | 0,8 | 30[r] |
| Япония | 17500[r] | 2 | 16000[r] | 2,8 | 150[r] |
| **Африка** | 53960 | 6,2 | 28260 | 4,9 | ... |
| Алжир | 1000[r] | 0,1 | 700[r] | 0,1 | 180[r] |
| Дем. респ. Конго | 6000[r] | 0,7 | 2000[r] | 0,3 | 200[r] |
| Замбия | 2000[r] | 0,2 | 1000[r] | 0,2 | 80[r] |
| Зимбабве | 800[r] | 0,1 | 450[r] | 0,1 | 30[r] |
| Народ. респ. Конго | 1300[r] | 0,1 | 750[r] | 0,1 | 150[r] |
| Марокко | 9360[r] | 1,1 | 8360[r] | 1,4 | 250[r] |
| Намибия | 2500[r] | 0,3 | 2000[r] | 0,3 | 120[r] |
| ЮАР | 31000[r] | 3,5 | 13000[r] | 2,2 | 100[r] |
| **Америка** | 373760 | 42,6 | 238380 | 41 | ... |
| Аргентина | 30000[r] | 3,4 | 20000[r] | 3,4 | 240[r] |
| Боливия | 56610[r] | 6,5 | 30110[r] | 5,2 | 180[r] |
| Бразилия | 7440[r] | 0,8 | 2800[r] | 0,5 | 100[r] |
| Гондурас | 2560[r] | 0,3 | 980[r] | 0,2 | 100[r] |
| Гренландия | 20[r] | 0 | ... | ... | ... |
| Доминик. респ. | 1700[r] | 0,2 | 1300[r] | 0,2 | 20[r] |
| Канада | 59810[r] | 6,8 | 41660[r] | 7,2 | 400[r] |
| Колумбия | 600[r] | 0,1 | 200[r] | 0 | 30[r] |
| Куба | 1200[r] | 0,1 | 800[r] | 0,1 | 100[r] |
| Мексика | 64030[r] | 7,3 | 43690[r] | 7,5 | 320[r] |
| Никарагуа | 700[r] | 0,1 | 500[r] | 0,1 | 20[r] |
| Панама | 1200[r] | 0,1 | 900[r] | 0,2 | 10[r] |
| Перу | 40660[r] | 4,6 | 24500[r] | 4,2 | 140[r] |
| США | 83290[r] | 9,5 | 53150[r] | 9,1 | 190[r] |
| Чили | 22740[r] | 2,6 | 17740[r] | 3,1 | 100[r] |
| Эквадор | 1200[r] | 0,1 | 50[r] | 0 | 70[r] |
| **Австралия и Океания** | 48810 | 5,6 | 30770 | 5,3 | ... |
| Австралия | 41380[r] | 4,7 | 24740[r] | 4,3 | 190[r] |
| Новая Зеландия | 400[r] | 0 | 300[r] | 0,1 | 25[r] |
| П.-Нов.Гвинея | 6130[r] | 0,7 | 5130[r] | 0,9 | 50[r] |
| Фиджи | 900[r] | 0,1 | 600[r] | 0,1 | 30[r] |
| **Итого** | 876772 | 100 | 581080 | 100 | ... |

Источник: Минеральные ресурсы мира: справочник. М.: ГНПП «Аэрогеология», 2000.

Общие запасы серебра в мире в 1998 г. увеличились по сравнению с 1997 г. на 4,6 % (на 38,3 тыс. т), а подтвержденные – на 6,3 % (на 34,4 тыс. т), в основном за счет их роста в Аргентине, Боливии, Мексике, Канаде, Чили и за счет переоценки – в Индонезии.

К числу основных стран с запасами серебра, превышающими 15 тыс. т относится страны: Польша, США, Таджикистан, Мексика, Канада, Боливия, Казахстан, Австралия, Перу, Аргентина, Чили, Индонезия, Япония (рис. 1.7).

В недрах этих 13 стран сосредоточено 73,5 % подтвержденных запасов серебра мира (без России). Россия по количеству разведанных запасов серебра занимает первое место в мире.

Основные запасы серебра заключены в месторождениях шести геолого-промышленных типов. Месторождения первого из них – собственно серебряные – содержат 30 % мировых подтвержденных запасов этого металла. Пять остальных типов объединяют комплексные серебросодержащие месторождения (в скобках – доля в подтвержденных запасах серебра): колчеданно-полиметаллические (39 %), медно-порфировые (19 %), золото-серебряные (5 %), скарново-полиметаллические (4 %), полиметаллические в карбонатных и терригенных породах (3 %).

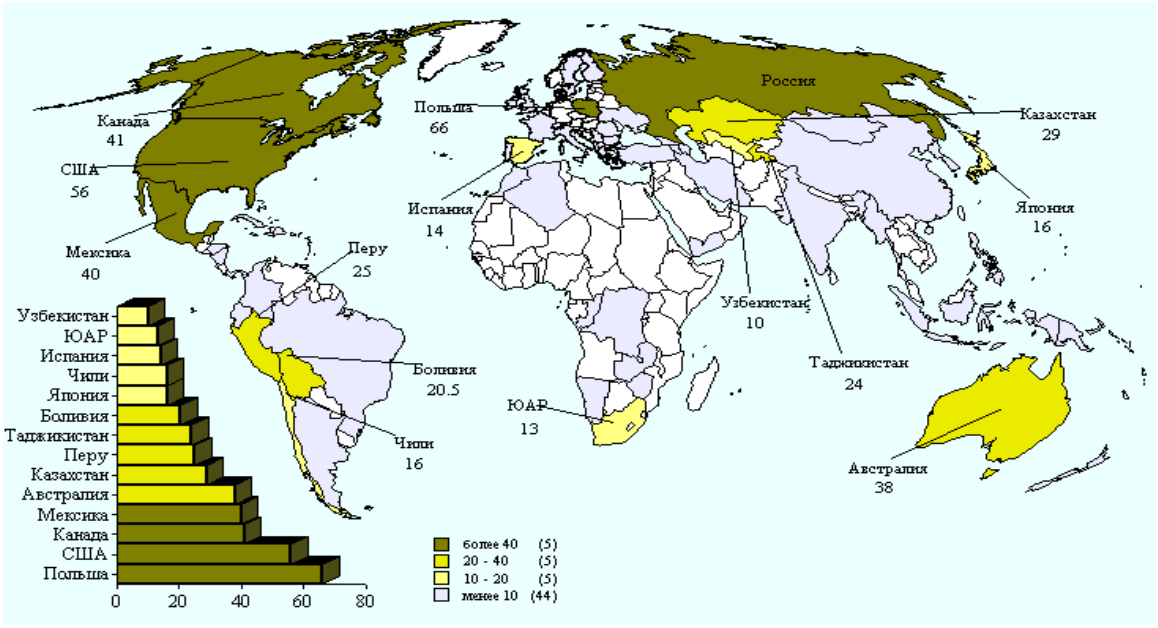



Рис. 1.7. Запасы серебра в основных странах-продуцентах, млн т

В **Польше** 67 % подтвержденных запасов серебра сосредоточено в рудах стратиформных медных месторождений Любин (15,4 тыс. т), Рудна (15 тыс. т), Полковице-Серошовице (13,7 тыс. т) Легнице-Глогувского рудного района. Руды характеризуются высоким качеством. Среднее содержание серебра в них колеблются от 34 до 73 г/т. Из этих месторождений в Польше добывается до 98 % серебра. Остальные запасы связаны со свинцово-цинковыми рудами, где содержание серебра низко. Обеспеченность страны общими запасами – 74 года.

В **США** до 45 % общих запасов и около 65 % годовой добычи серебра приходится на месторождения серебряных и золото-серебряных руд.

На месторождениях серебряных руд: Кер, Галена в рудном узле Кер-д'Ален, Саншайн, Рочестер, Силвер-Валли подтвержденные запасы серебра колеблются от 1 до 2,5 тыс. т.

Среднее содержание серебра в рудах, как правило составляет – от 400 до 800 г/т.

На месторождениях золото-серебряных руд: МакКоу-Ков, Раунд-Маунтин, Кинросс-Деламар, Дентон-Рохайд подтвержденные запасы серебра составляют 300–1400 т, Среднее содержании серебра 40–400 г/т.

На месторождениях медно-порфирового типа Мисьон, Бингхем, Моренси и др. сосредоточено до 28 % общих запасов и добывается 22 % серебра страны. Эти месторождения характеризуются крупными подтвержденными запасами серебра (2,5–7 тыс. т) при содержании его в рудах, измеряемом первыми десятками граммов на тонну. Меньшую роль в минерально-сырьевой базе серебра США играют полиметаллические свинцово-цинковые месторождения Рэд-Дог, Гринс-Крик, Монтана-Таннелс. Подтвержденные запасы серебра этих месторождений составляют 1,5–10 тыс. т при содержаниях серебра в рудах от 60 до 600 г/т. Обеспеченность страны общими запасами серебра при современном уровне добычи – 13 лет.

В **Таджикистане** основные запасы серебра сосредоточены в месторождениях Бол.Канимансур (руды серебра, около 90 % разведанных запасов страны), Алтын-Топкан (серебро-медно-свинцовые руды), Токузбулакское (серебряно-свинцовые руды), Канимансурское (серебро-висмут-свинцовые руды), Тулусай, Алмадон.

В **Мексике** более 50 % серебра извлекается из полиметаллических месторождений Ла-Сьенега, Ла-Негра, Тисапа и др.), содержащих до 35 % общих запасов. Общие запасы серебра в этих месторождениях колеблются от 0,3 до 1 тыс. т при содержании его в рудах 120–300 г/т. Из месторождений существенно серебряных руд Пачука, Лас-Торрес, Фреснильо, Реаль-де-Анхелес), в которых сосредоточено 60 % общих запасов, извлекают до 44 % серебра, добываемого в стране. Запасы серебра этих месторождений – 1,5–8 тыс. т, содержание его в рудах – 300–600 г/т. При существующем уровне добычи обеспеченность общими запасами составляет 22 года.

В **Канаде** до 65 % подтвержденных запасов серебра находится в колчеданно-полиметаллических месторождениях, обеспечивающих более 60 % годовой добычи: Брансуик-12, Кидд-Крик, Эскей-Крик, Салливан, Волверин и др. Подтвержденные запасы серебра в этих месторождениях колеблются от 400 до 5500 т, как правило, превышая 1 тыс. т; среднее содержание серебра в рудах составляют 50–2500 г/т. В месторождениях золота сосредоточено до 30 % подтвержденных запасов серебра, и из них добывается до 35 % этого металла. Запасы серебра в этих месторождениях колеблются от 20 до 500 т, содержание серебра составляют первые десятки грамм на тонну. Обеспеченность страны общими запасами – 51 году.

В **Боливии** до 92 % серебра извлекается из руд свинцово-цинковых и олово-серебряных месторождений, остальное – из месторождений золота. Крупнейшее олово-серебряное месторождение в стране – Серро-Рико-де-Потоси с общими запасами серебра 24,7 тыс. т, крупнейшие серебро-свинцово-цинковые месторождения – Сан-Кристобаль (общие запасы серебра 16,1 тыс. т) и Боливар (6,2 тыс. т). При существующем уровне добычи страна обеспечена запасами на 141 год.

В **Казахстане** 39,5 % подтвержденных запасов серебра сосредоточено в полиметаллических месторождениях:

Жайрем, Бестюбе, 23,9 % – в месторождениях медистых песчаников Джезказган, 5,6 % – в медно-порфировых месторождениях и 2,5 % – в месторождениях золота. Эксплуатируется одно собственно серебряное месторождение Павловское, в рудах которого содержание серебра составляет 700 г/т.

В **Австралии** основными источниками серебра являются колчеданно-полиметаллические месторождения (в том числе крупные – Маунт-Айза, Брокен-Хилл, МакАртур-Ривер, Джорж-Фишер, Кеннингтон, Сенчери – и ряд более мелких). В них содержится до 81 % общих запасов и добывается 89 % этого металла. Месторождения характеризуются крупными (1,5–6 тыс. т) запасами серебра при содержании его в рудах 50–300 г/т. Обеспеченность страны запасами при современном уровне добычи составляет 28 лет.

В **Перу** 39 % общих запасов серебра находится в колчеданно-полиметаллических месторождениях Антамина (подтвержденные запасы серебра – 4810 т),

Серро-де-Паско (3300 т), Мичикильяй (2720 т), Колкихирка (1670 т), Сан-Грегорио (1220 т), а 36 % – в месторождениях существенно серебряных руд Пьерина (1740 т), Учакчакуа (990 т), Оркопампа (165 т) и др. Полиметаллические месторождения обеспечивают до 61 % серебра, а месторождения существенно серебряных руд – до 29 % годовой добычи серебра в стране. Обеспеченность Перу общими запасами составляет 21 год.

В **Аргентине** до 75 % общих запасов серебра связано с крупными золото-серебряными месторождениями: Лама (аргентинская часть месторождения Паскуа, общие запасы серебра которой, вероятно, превышают 6000 т), Окульто (общие запасы серебра – 3381 т), Веладеро (2244 т), Манантьял-Эспехо (1509 т) и др. Содержания серебра в рудах этих месторождений – 30–200 г/т. Большая часть их в настоящее время разведывается или готовится к эксплуатации. Остальные запасы серебра связаны с рудами меднопорфировых (Агуа-Рика и др.) и комплексных (Пиркитас и др.) месторождений.

В **Чили** до 99 % серебра добывается из месторождений золота и меди примерно в равных количествах. К числу крупных золото-серебряных месторождений принадлежат: Ла-Койпа (с подтвержденными запасами серебра 4450 т), Паскуа (6600 т), Чимбейрос (1430 т). К меднопорфировым месторождениям со значительными запасами серебра принадлежат месторождения Ла-Гранха (общие запасы серебра 7760 т), Кельявеко (1816 т), Мичикильяй (2720 т) и др. Добыча из полиметаллических и собственно серебряных месторождений составляет около 1 %. Обеспеченность страны общими запасами серебра – 17 лет.

В **Индонезии** половина общих запасов серебра сосредоточена в рудах крупных меднопорфировых месторождений (Грасберг, Бату-Хижау), содержащих до 10 г/т серебра. Большая часть остальных запасов серебра связана с рудами золото-серебряных месторождений (Гунанг-Понгкор, Маунт-Муро и др.), содержание серебра в которых колеблются от 10 до 120 г/т. Эти месторождения поставляют до 75 % в стране добываемого серебра.

Обеспеченность Индонезии общими запасами серебра составляет 55 лет.

В **России** основное количество серебра (75 %) сосредоточено в серебросодержащих медно-колчеданных, сульфидных медно-никелевых, свинцово-цинковых рудах, а также в месторождениях медистых песчаников и рудного золота. Собственно серебряные месторождения заключают 25 % запасов. Среди комплексных месторождений наибольшее количество серебра (23 % всех его запасов) заключают медно-колчеданные месторождения: Гайское, Узельгинское, Подольское и другие месторождения на Урале, у которых содержание этого металла в руде колеблются от 4–5 до 10–30 г/т.

В полиметаллических месторождениях: Горевское, Озерное, Холоднинское в Восточно-Сибирском экономическом районе, Николаевское, Смирновское в Приморье, Новоширокинское, Покровское, Воздвиженское в Читинской обл., Рубцовское, Корбалихинское в Алтайском крае и др. находится 25 % запасов серебра с содержанием его в рудах от 20 до 43 г/т.

По 9,0 % запасов заключено в сульфидных медно-никелевых месторождениях Октябрьское, Талнахское (в Таймырском автономном округе) и в месторождениях медистых песчаников Удоканское (в Читинской обл.). Содержание серебра в рудах месторождений этой группы колеблется от 4,5 до 20 г/т. Около 9 % запасов серебра находится в прочих месторождениях комплексных серебросодержащих руд. К собственно серебряным относятся 19 месторождений, в рудах которых среднее содержание серебра превышает 400 г/т. Основные запасы собственно серебряных руд (около 98 %) находятся в Охотско-Чукотском и Восточно-Сихоте-Алиньском вулканических поясах. Наиболее крупные месторождения – Дукатское, Лунное, Гольцовское – в Магаданской области, Верхнее Менкече – в Якутии.

По состоянию на 2008 г. в Российской Федерации запасы категории А, В, $C_1$, $C_2$ составляли 68,8 тыс. т. Прогнозно ресурсы серебра трудно оценить, так как оно является основным попутным компонентом комплексных руд, содержащих также золото, свинец, цинк, медь, никель и другие металлы. По разведанным запасам серебра Россия занимает первое место в мире (10,5 % мировых запасов). Месторождения заключающие запасы серебра находятся, главным образом в Восточной Сибири, на Дальнем Востоке и на Урале. Распределение балансовых запасов серебра по субъектам РФ показаны на рис. 1.8.

Доля собственно-серебряных и золото серебряных месторождений составляет 18,3 %; доля медно-колчеданных месторождений составляет – 21,8 %; доля колчеданно-полиметаллических – 15,4 %; доля медистых песчаников – 10,7 %; доля сульфидно-никелевых – 10,6 %, доля остальных месторождений менее 10 %.

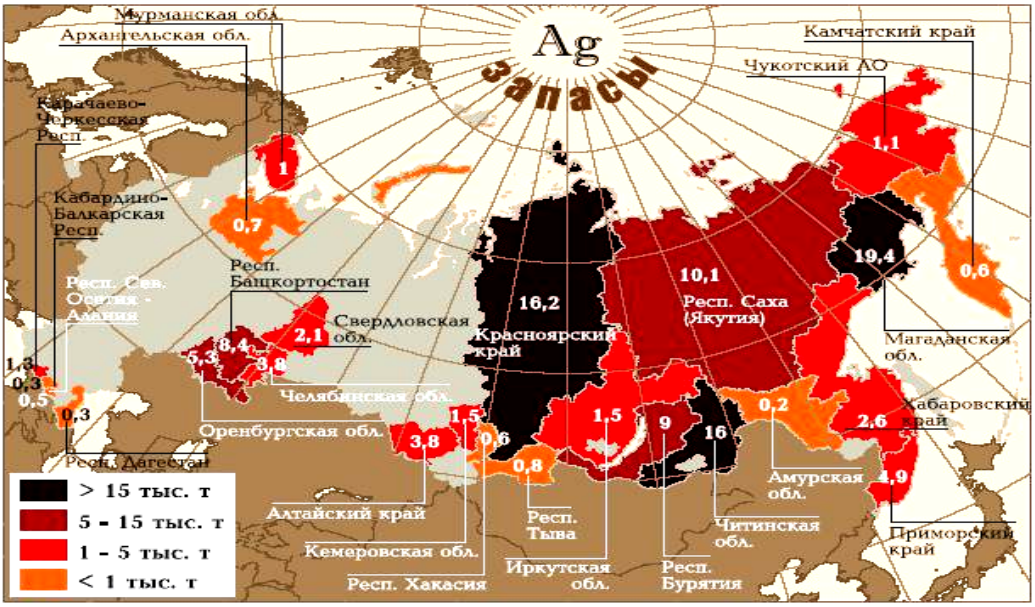



Рис. 1.8. Распределение балансовых запасов серебра по субъектам РФ, тыс. т[1]

Запасы серебра учтены Государственным балансом в рудах 283 месторождений; 17 из них заключают только забалансовые запасы. Кроме того, в 23 месторождениях подсчитаны, но не включены в общую сумму 47,7 т запасов серебра категории $C_2$ и 99,6 т забалансовых запасов в отвалах и хвосто-хранилищах. Запасы серебра и среднее содержание металла по основным месторождениям России приводится в табл. 1.13.

Таблица 1.13

Характеристика основных месторождений, содержащих серебро

| Недропользователь | Тип месторождения | Запасы А, В, $C_1$, т | Запасы С2, т | Содержание серебра в руде, г/т |
|---|---|---|---|---|
| ЗАО «Серебро Магадана» м-е «Дукатское» | Золото-серебряный | 9990,7 | 1405,5 | 639,9 |
| ЗАО «Серебро Территория» м-е Лунное | Серебряно-золотой | 102,1 | 2242,8 | 403,6 |
| ОАО «Охотская горно-геологическая компания м-е Хаканджинское | Серебряно-золотой | 1688,7 | 0 | 344,2 |
| ЗАО «Артель старателей «Аякс» м-е Гольцовое | Серебряный | 1034,7 | 741 | 1213 |
| ООО «Прогноз-Серебро» | Серебряный | 0 | 4368 | 875,5 |
| ООО «Башкирская медь» | Медноколчеданный | 2226,9 | 38,2 | 27,6 |
| ОАО «Гайский ГОК» | Медноколчеданный | 3900,7 | 405,1 | 10,6 |
| ОАО «Учалинский ГОК» | Медноколчеданный | 1996,7 | 54,3 | 30,4 |
| ОАО «ГМК “Норильский никель”» | Медно-никелевый | 4621,6 | 1549 | 5,1 |

[1]URL: http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/295/index.html.

| Недропользователь | Тип месторождения | Запасы А, В, $C_1$, т | Запасы С2, т | Содержание серебра в руде, г/т |
|---|---|---|---|---|
| ОАО «Учалинский ГОК» м-е Узельгинское | Медноколчеданный | 1996,7 | 54,3 | 30,4 |
| ОАО «Горевский ГОК» | Колчеданно-полиметаллический | 4568,7 | 1618,9 | 55,8 |
| ООО «Техпроминвест» м-е Озерное (Бурятия) | Колчеданно-полиметаллический | 4384,1 | 287,3 | 35 |
| Удоканское (Читинская обл.) | Медистые песчаники | 7345,5 | 4555,1 | 10 |

## 1.5. Ресурсная база металлов платиновой группы

Металлы платиновой группы (МПГ) добываются главным образом из коренных руд собственно платиноидных месторождений. Некоторая часть платиноидов извлекается попутно из комплексных руд медно-никелевых месторождений и совсем незначительная – из комплексных руд медно-порфировых, медно-колчеданных медно-ванадий-титаномагнетитовых и хромитовых месторождений. Из россыпей в промышленных количествах добывают только платину. Единичные россыпи осмия и иридия пока не эксплуатируются.

Мировые ресурсы платиноидов (включая запасы) в недрах территориально располагаются более чем в 30 странах мира (оценки на начало 1998 г.). По данным справочника «Минеральные ресурсы» мировые ресурсы МПГ оцениваются в 120–140 тыс. т, по данным Геологической службы США предположительно ресурсы платиноидов составляют около 100 тыс. т.

Большая их часть около 75–85 тыс. т находится в ЮАР в основном в разведанных скважинах до глубины 1300 м в основных и ультраосновных породах.

Прогнозные ресурсы платиноидов мира оцениваются в размере 40–60 тыс. т, а по данным Геологической службы США – в 59 тыс. т. В основном прогнозные ресурсы МПГ сосредоточены в пяти странах мира: в ЮАО – 15–25; США – 9–10; России – 6–10; Зимбабве – 7–8; Китае – до 1,5, в целом же прогнозные ресурсы МПГ составляют 38–55 тыс. т. В США основную долю этих ресурсов связывают с недостаточно изученными участками массива основных и ультра-основных пород Стиллуотер. Пласт норит-троктолитов, содержащих платиноиды, прослежен единичными скважинами по простиранию на 45 км, а по падению в его почти горизонтально залегающей части – на 6,5 км.

В Зимбабве прогнозные ресурсы МПГ также приурочены к крупному массиву основных и ультраосновных пород «Великая дайка». Прогнозные ресурсы Гренландии, Канады, Австралии составляют от 0,3 до 1 тыс. т платиноидов.

Еще в 21 стране мира – Бразилии, Колумбии, Финляндии, Норвегии, Югославии, Испании, Албании, Монголии, Индонезии, Омане, Пакистане, Сирии, Казахстане, Бурунди, Эфиопии, Марокко, Сьерра-Леоне, Египте, Новой

Зеландии размер прогнозных ресурсов МПГ незначителен и не превышает 300 т в каждой.

Подтвержденные запасы МПГ в мире (без России) к 01.01.99 г. увеличились за год на 0,2 %, а платины – менее чем на 0,1 % (табл. 1.14). Эти изменения произошли в основном в связи с разведочными работами, проведенными на новых месторождениях США и Зимбабве. На эксплуатирующихся месторождениях погашение запасов почти повсеместно компенсировалось приростом их в результате эксплуатационной разведки. Разведанными запасами платиноидов в мире обладают 14 стран. При этом на территории только одной ЮАР находится примерно 95,9 % запасов МПГ и 96,3 % – платины мира (без России). На долю Зимбабве, Канады и США, занимающих после России, соответственно, 3–5 места в мире, приходится в сумме всего около 3 % мировых (без России) подтвержденных запасов платиноидов и 2,7 % – платины. Доли остальных стран, владеющих запасами МПГ, включая Финляндию и Китай, в мировых (без России) запасах колеблются от 0,03 до 0,47 % (рис. 1.9).

Таблица 1.14

Подтвержденные запасы МПГ и платины на 01.01.1999 г. (т), средние содержания их в коренных платиноидных и коренных комплексных рудах (г/т) и средние содержания платины в россыпях (г/м³)

| Страны | Запасы подтвержденные | | Содержание | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | МПГ | платина | в платиноидных рудах | | в комплексных рудах | | в россыпях |
| | | | МПГ | платина | МПГ | платина | платина |
| Австралия | 25 | 4 | ... | ... | 0.3[r] | 0.07[r] | ... |
| Бразилия | 17 | 7 | ... | ... | 0.7 | 0.15 | ... |
| Гренландия | 78 | 34 | 1,9 | 1,1 | ... | ... | ... |
| Зимбабве | 630 | 364 | 4,2 | 2,3 | 0,22 | 0,08 | ... |
| Канада | 520 | 200 | 6,2 | 2,6 | 0,9[r] | 0,35[r] | ... |
| Китай | 200 | 120 | ... | ... | 0,5 | 0,3 | ... |
| Колумбия | 29 | 27 | ... | ... | ... | ... | 1,3 |
| Пакистан | 2 | 2 | ... | ... | ... | ... | ... |
| Россия | ... | ...[r] | 5 | 1,7[r] | 15[r] | 3,5[r] | 10[r] |
| США | 394 | 102 | 22 | 5 | 0,15 | 0,07 | 0,6 |
| Финляндия | 248 | 67 | 1,15 | 0,3 | 0,06 | 0,02 | ... |
| Эфиопия | 2 | 2 | ... | ... | ... | ... | 0,3 |
| ЮАР | 49920 | 23950 | 5,7 | 3,2 | ... | ... | ... |
| Югославия | 5 | 1 | ... | ... | ... | ... | ... |
| Итого | 52070 | 24880 | ... | ... | ... | ... | ... |

Примечание: [r]оценка.

Источник: Минеральные ресурсы мира: справочник. М.: ГНПП «Аэрогеология», 2000.

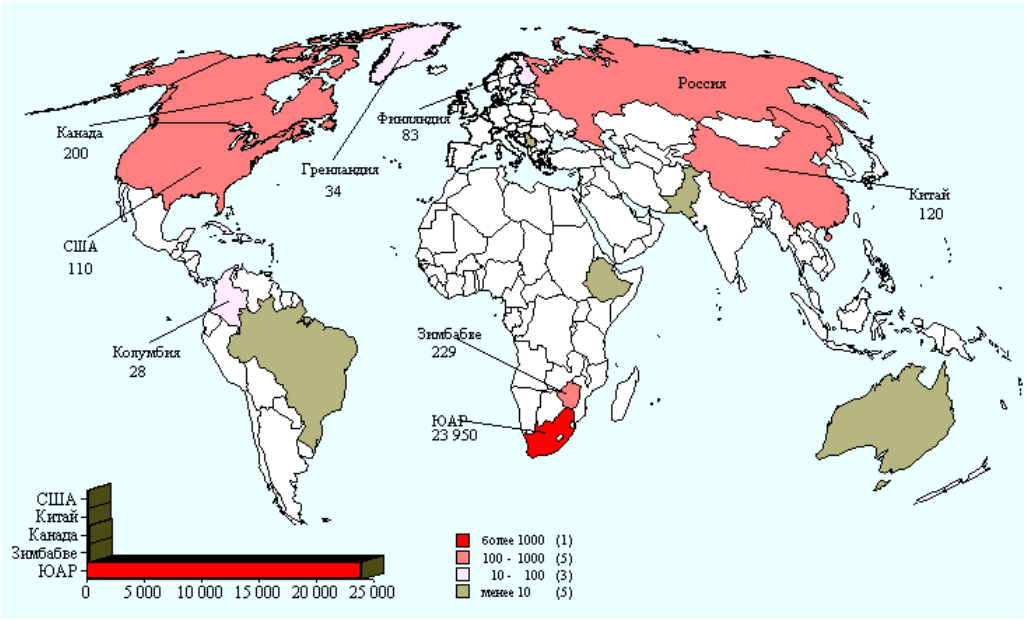



Рис. 1.9. Запасы платины основными странами-продуцентами, т

До 2/3 подтвержденных запасов МПГ заключено в собственно платиноидных магматических месторождениях. Рудные тела таких месторождений имеют пластовую форму и локализованы в хромит-содержащих и сульфидсодержащих слоях расслоенных базит-ультра-базитовых массивов, а также в трубообразных телах хромо-содержащих дунитов.

В хромсо-держащих пластах массивов заключено 57,3 % мировых запасов платиноидов. В, основном, они находятся в рифах Меренского и UG-2 Бушвельдского массивов ЮАР, в сульфидсодержащих – 11,6 % (массив Стиллуотер в США, Плэтриф Бушвельдского массива и др.). Трубообразные тела хромосодержащих дунитов с платиноидами (Нижнетагильский массив в России; восточный сектор Бушвельда) к настоящему времени почти полностью выработаны.

В хромо-содержащих телах содержание платины в рудах превышают содержание палладия, в сульфидсодержащих – палладий преобладает над платиной.

Треть запасов платиноидов связана с комплексными рудами месторождений других типов, главным образом, медно-никелевых, ничтожная часть – с комплексными рудами некоторых медно-порфировых и других гидротермальных месторождений меди и титаномагнетита. Небольшое количество запасов платины, а также подчиненных ей осмия и иридия учтено в россыпях (около 0,2 %).

Известны трещинные месторождения и проявления гидротермальных руд золота, содержащих платиноиды (в основном, минералы палладия), такие, как Чудное на Полярном Урале (Россия), Коронейшен-Хилл в Австралии, Солт-Чак на Аляске (США) и другие, пока незначительные по масштабам. В последнее время выявлены проявления МПГ нового типа: в комплексных рудах никеля, золота, серебра, молибдена и ванадия в черных сланцах, пересекаемых рудоподводящими разрывами с зонами сопровождающих их околорудных сульфидно-кварцевых метасоматитов; содержание МПГ в таких рудах достигают про-

мышленных (проявления Южной Карелии, месторождение Сунлинь в провинции Гуйчжоу, Китай, и др.).

Производство платины в 2005–2009 гг. приводится в табл. 1.15, из которой следует, что объемы производства в последние года несколько снизились, это объясняется также снижением цен на данный металл.

Таблица 1.15

Производство платины в 2005–2009 гг., т

| Страна | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 |
|---|---|---|---|---|---|
| ЮАР | 159,1 | 164,7 | 157,7 | 140,4 | 140,9 |
| Россия | 27,7 | 28,6 | 28,5 | 25,1 | 24,4 |
| Северная Америка | 11,3 | 10,7 | 10,1 | 10,1 | 8,1 |
| Зимбабве | 4,8 | 5,1 | 5,3 | 5,6 | 7,2 |
| Прочие | 3,6 | 3,3 | 3,7 | 3,6 | 3,5 |
| Всего производство | 206,5 | 212,4 | 205,3 | 184,8 | 184,1 |
| Утилизация (Вторичное сырье) | 39,5 | 44 | 49,5 | 56,9 | 43,7 |
| Всего предложение | 246 | 256,4 | 254,8 | 241,7 | 227,8 |

Россия занимает второе место по производству платины. Впервые добыча началась на Урале в 1824 г. из россыпей. Со временем добыча снизилась в связи с отработкой месторождений. В 1935 г. МПГ добывались в качестве побочного продукта на крупных медно-никелевых месторождениях, располагающихся на Таймырском полуострове, на севере Сибири.

В районе г. Норильска производство цветных и драгоценных металлов осуществляется более 60 лет. Компания «Русская платина» из месторождений Черногорское и южная часть Норильска 1 добывают платину, палладий, никель, кобальт, медь и др. Компания разрабатывает также крупнейшее в мире россыпное месторождение Кондёр в Хабаровском крае[1].

Запасы МПГ В России учтены в 115 месторождениях (в их числе 94 россыпи). Среднее содержание металла в коренных месторождениях 4,1 г/т, а в россыпях – 0,4 г / м$^3$. Основные месторождения платиноидов в России показаны на рис. 1.10.

[1]URL: http://russian-platinum.ru/pgm_review/pgm_in_russia.

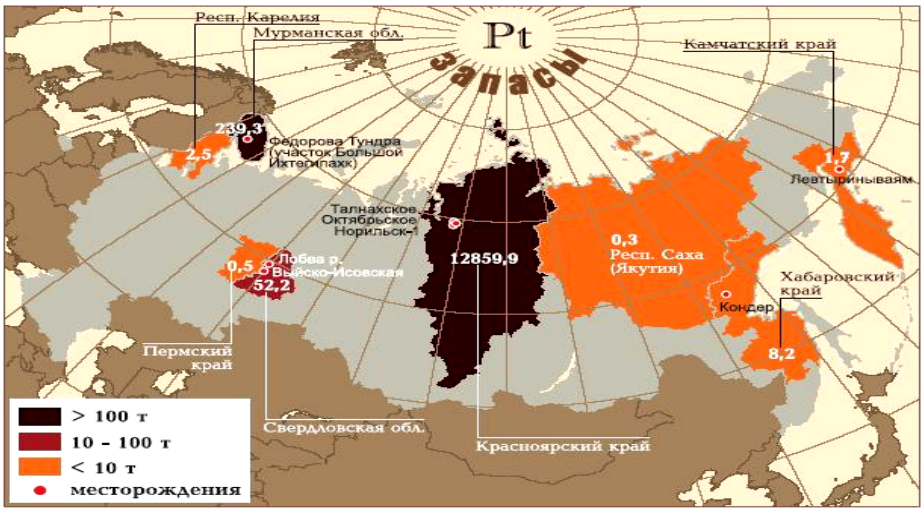



Рис. 1.10. Основные **месторождения** платиноидов и распределение их балансовых запасов в России[1]

Краткая характеристика основных запасов месторождений платины России приводится в табл. 1.16[2].

Таблица 1.16

Характеристика основных месторождений запасов платины

| Месторождения | Тип месторождения | Запасы категории | | Содержание платины, г/т, г/м$^3$ |
|---|---|---|---|---|
| | | АВС1 | С2 | |
| Октябрьское (Красноярский край) | Сульфидный медно-никелевый | 4203,4 | 1745,5 | 4,7 |
| Талнахское (Красноярский край) | Сульфидный медно-никелевый | 3349,2 | 1249,6 | 4,7 |
| Федорова Тундра (участок Большой Ихтегипакх, Мурманская область) | Сульфидный медно-никелевый | 25, | 147,6 | 1,9 |
| Кондёр (Хабаровский край) | Россыпной | 7,8 | 0,4 | 0,9 |
| Лобва р. (Свердловская область) | Россыпной | 1,3/0 | – | 0,2 |
| Левтыринываям (Камчатский край) | Россыпной | 0,6 | – | 0,4 |
| Выйско-Исовская (Свердловская область) | Россыпной | 1,7 | 0,1 | 0,2 |

Примечание: содержание платины для руды имеет размерность в г/т, а для россыпей – г/м$^3$.

Месторождение «Норильск-1» принадлежит компании «Русская платина» с 2013 г., до этого оно принадлежала «Норильскому никелю».

Месторождение «Кондёр» считается одним из крупнейших в мире. Горные работы начались с 1984 г. старателями артели «Амур». Находились самородки весом до трех с половиной килограммов.

[1] Металлы платиновой группы. URL: http://wasfeeas.ucoz.ua/news/metally_platinovoj_gruppy/2014-04-22-193.
[2] URL: http://knowledge.allbest.ru/geology/3c0a65635b2bc78a4d53a88421216c26_0.html.

Крупнейшим самородком платины является «Уральский гигант», массой 7860,6 г, обнаруженный на Исовском прииске в 1904 г., в настоящее время он хранится в Алмазном фонде Московского Кремля.

## 1.6. ПОТРЕБЛЕНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ МИРОВОГО РЫНКА ЗОЛОТА

В мировой истории добыча золота и других драгоценных металлов знала периоды подъемов и падений в зависимости от условий их потребления, конъюнктуры рынка, тенденций развития научно-технического прогресса и других факторов. К драгоценным металлам относятся золото, серебро, платина, палладий, родия, иридия, осмия и рутения. Наибольшее распространение в промышленности получили золото, серебро, платина и в последнее время палладий.

**Золото** издревле играло особую роль в судьбе человечества благодаря своим уникальным свойствам, и в первую очередь, выступая как мерило всех ценностей. По рыночной стоимости золота оценивалось не только благосостояние отдельных граждан, государств, но и целых народов. Сочетание многих свойств, в том числе уникальных, выдвинуло золото на роль особого металла и товара. Золото играло на протяжении длительного периода роль всемирных денег – всемирного эквивалента стоимости, в силу ряда обстоятельств оно перестало играть роль всемирных денег. Развитие товарно-денежных отношений привело к появлению бумажных денег, этот процесс по своей сути послужил началом демонетизации золота, постепенной утраты золотом своих денежных функций. Вначале золото и бумажные деньги вытесняли серебро, произошел переход на так называемый «золотой стандарт». Действие единого золотого стандарта ведущими странами мира способствовало широкому развитию мировых торговых отношений к 1914 г. Но значительная часть выпущенных золотых монет осела у частных владельцев – тезаврирована. Это одна из основных причин, приведших к нарушению золотого паритета и к последующему его краху, связанному с началом первой мировой войны. В период 1914–1945 гг. бумажные деньги полностью вытеснили из обращения золотые монеты. При этом денежная масса стала стремительно нарастать, а обрушившаяся на развитые капиталистические страны инфляция сыграла для золота вновь положительную роль. Особенно в военные годы золото превратилось в универсальное платежное средство и стало играть роль государственных запасов. Именно в этот период времени произошло разделение значения золота на четыре группы: монетарное (огосударствление) и немонетарное (тезаврированное), ювелирное и промышленное.

После первой мировой войны ведущие мировые державы сделали попытку возродить золотой стандарт, и связь бумажных денег и золота осуществлялась путем выпуска в обращение слитков, но не более 400 унций (12,54 кг) золотые деньги в обращение не выпускались.

Кризис, обрушившийся на США в 1933–1934 гг., привел к полному изъятию из обращения золотых монет и к запрету обмена долларов на золото, при

этом частное владение золота объявлялось вне закона. Правительством была установлена жесткая монополия на золото, этот драгоценный металл продавался только в обмен на доллары иностранным государствам. В этот период времени США стало обладателем самого большого золотого запаса в мире, при этом была проведена девальвация доллара, установившая новое золотое содержание и соответственно новую цену – около 35 дол. за унцию. В период второй мировой войны многие страны, получая военные поставки, отправляли свои запасы за океан, сделав США крупнейшим владельцем золота.

В 1944 г. была установлена Бреттонвудская система, в основе которой лежала новая международная система золотого стандарта. Эта система предусматривала, чтобы золото и доллар лежали в основе всех расчетов. При этом доллар получил господствующее положение в международном валютном денежном обращении, выступая в качестве международной резервной валюты. Эта «долларовая» политика привела к мировой экспансии США, поскольку, расплачиваясь бумажными деньгами – долларами, США получала реальные ценности. Практически бесконтрольный выпуск бумажных денег привел к огромному дефициту внешних платежей, значительному росту долларовых обязательств США за рубежом и в конечном счете к резкому сокращению золотого запаса − более чем в 2,2 раза. Это не замедлило сказаться на цене золота.

В 1971 г. президент США объявил об одностороннем решении отменить обмен доллара на золото, тем самым была поставлена точка в демонетизации золота. Ямайская валютная система, введенная в 1976 г., юридически закрепила отмену фиксированных цен на золото, золотые паритеты, прекращен и обмен долларов США на золото. Официальной датой демонетизации золота явилось 1 апреля 1978 г., золото перестало быть основой международных расчетов. Курсы национальных валют устанавливались не по отношению к золоту, а по отношению друг к другу, так называемые «плавающие» курсы. Банки получили право покупать и продавать золото и другие драгоценные металлы на свободных рынках. Резкий скачок цен на золото и другие драгоценные металлы произошел после введения новой валютной системы. Цены на драгоценные металлы обычно устанавливаются на Лондонской бирже цветных металлов.

Постоянный рынок существует только для золота, серебра, платины и палладия. Для других драгоценных металлов торговля проводится эпизодически по мере возникновения необходимости в них отдельных государств и крупных фирм. Рынок позволяет определять цену металла практически непрерывно.

В мире существуют, также, несколько рынков, осуществляющих торговлю золотом в следующих городах: Веллингтон (Новая Зеландия), Сидей, Токио, Гонконг, Сингапур, существуют рынки в Москве, Франкфурте, Лондоне Нью-Йорке и Лос-Анджелесе.

Крупнейшим мировым центром торговли драгоценными металлами стал Лондон, который является местом оплаты стандартными золотыми контрактами, т. е. местом реализации поставок золота независимо от места заключения сделок.

Цена на золото зависит от множества факторов, но она устанавливается (фиксинг) участниками группы крупнейших дилеров золота исходя из заказов на его покупку и продажу, имеющихся в их главных офисах. Фиксинг − это фиксированная цена на золото на Лондонском межбанковском рынке, устанавливаемая два раза в день – утром в 10.30 и днем в 15.00 в офисе компании «N.M.Rorhschild & Sans», представитель которой выполняет роль председательствующего. Цена лондонского фиксинга является основным ориентиром для совершения сделок по всему миру.

Конъюнктура рынка золота в долгосрочной перспективе зависит от ряда факторов, к основным относятся следующие: ситуация на мировом финансовом рынке, состояние в золотодобывающей отрасли, покупательная способность и потребительская способность в стране, ситуация на рынках энергоносителей, влияние политических и социальных событий в мире и основных золотодобывающих странах. В краткосрочные периоды времени конъюнктура рынка зависит от стихийных бедствий, об этом свидетельствует опыт ряда стран.

Влияние политических событий, например, связанных с терактом 11 сентября 2003 г. в США, привело к росту цен на золото. Значительное влияние оказали стихийные бедствия и техногенные нарушения в Индонезии: в результате обрушения бортов на медно-золотом карьере Grasberg в октябре и декабре 2003 г. был перекрыт доступ к высококачественным рудам. Добыча в стране снизилась на 50, 6 т, все это привело также к росту цен на золото.

Стихийные бедствия 2005 г., обрушившиеся сначала на Индонезию, а затем и на США, привели к дефициту нефти на мировом рынке, и цена ее начала расти, так если в начале 2005 г. за 1 баррель давали 40 дол., то к июлю–августу – цена возросла до 60–65 дол. Параллельно с этим 2005 г. характеризовался ослаблением позиций доллара на мировом рынке по отношению к европейской валюте. В начале года за 1 евро давали 1,15 дол., то к концу лета – уже 1,2–1,25 дол. В результате этих факторов цена на золото в начале года начала немного падать, а середине лета достигла 14,08 дол./г, в среднем же за год цена составила 14,2–14,25 дол./г.

Другим фактором, оказывающим противоположное влияние на изменение цены золота и конъюнктуры рынка, может оказаться снижение покупательского интереса к золоту со стороны народонаселения мира. Это явление обусловлено ростом цен на золото и, соответственно, снижением интереса со стороны ювелирной промышленности. Наметилось своеобразное «затоваривание» на рынке ювелирных изделий, а снижение покупательского спроса на ювелирные изделия оказывает понижающее влияние на цену золота.

Положение на мировом рынке золота, когда металл оказывается не востребованным одним из основных потребителей − ювелирной промышленностью, должно повлечь за собой ситуацию, при которой происходит снижение добычи. В свою очередь снижение добычи обусловливает рост себестоимости, кроме того, происходит рост цен на энергоносители. Поэтому отработка месторождений бедных руд становится малорентабельной, это приводит к разорению пока мелких производителей (отдельных старателей или артелей старателей), и

происходит это все на фоне роста цен на золото. При этом себестоимость извлечения 1 г золота продолжает расти, так если в 2004 г. она превысила 9 дол./г, то в 2005 г. составила.  Примером могут служить снижение доли добываемого золота в таких странах, как Зимбабве, Бразилия, Перу, Папуа − Новая Гвинея, где доля старательской добычи особенно велика.

Несмотря на растущую себестоимость золотодобычи в отдельных регионах и на предприятиях, в целом, существенного роста среднегодовой себестоимости не наблюдается.

В последнее время все большую долю в золотодобыче начинают играть крупные золоторудные месторождения с бедными рудами, на которых возможно использование открытого способа разработки, мощной карьерной техникой, недорогих методов обогащения руды, в частности, кучного выщелачивания. Извлечение золота на таких месторождениях отличается невысокой себестоимостью, что косвенно также «сдерживает» цену на золото.

Несмотря на снижение объема потребления золота, интерес к нему не только не пропадает, но все более возрастает. Это подтверждается тем, что разработка золотоносных залежей осуществляется все с большей интенсивностью во всем мире. В промышленную разработку вовлекаются месторождения, которые прежде по соображениям горнотехнического, технологического и экономического характера считались нерентабельными для освоения, а также отвалы и некондиционные участки старых рудников и приисков, упорные концентраты и ранее бросовые промышленные продукты металлургического передела. Кроме того, в последнее время существенно расширились поиски и в новых нетрадиционных районах, особенно это относится к районам, в которых проведена переоценка: считавшиеся некондиционными или отработанными месторождения и залежи, на разработку которых требовались значительные расходы, материальные и финансовые, переходят в разряд рентабельных.

Потребление золота в мире растет начиная с 2002 г., хотя в 2003 г. оно сократилось на 4,9 % (2993,5 т), при этом доля металла, идущая на изготовление ювелирных изделий начиная с 2000 г. неуклонно сокращается. Но в 2004 г. произошло повышение спроса на золото, прежде всего за счет ювелирной промышленности на 5,2 % (или 129 т), достигнув максимального за последние три года уровня. Потребление золота в ювелирной промышленности некоторыми регионам мира на рис. 1.11.

Производство ювелирных изделий, исключая использование скрапа, в 2004 г., после трех лет непрерывного падения, увеличилось на 10 % и достигло 1938 т.

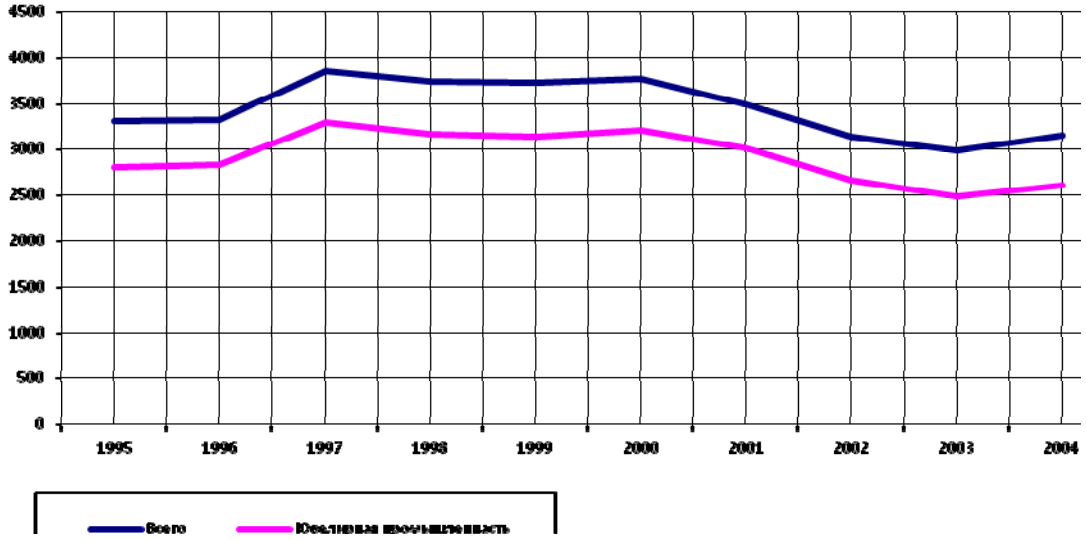



Рис. 1.11. Потребление золота в ювелирной промышленности и всего в мире в 2004 г.[1]

Объем потребления золота в промышленности в развитых и развивающихся странах приведен в табл. 1.17. Структура потребления золота в развитых и развивающихся странах приведена на рис. 1.12.




Рис. 1.12. Структура потребления золота в развитых и развивающихся странах мира в 2004 г.

Ведущими странами потребителями золота в мире являются Индия, США, Китай, Турция, Саудовская Аравия, ОАЭ. Данные о динамике потреблении золота в ювелирной промышленности (включая скрап) приведены в табл. 1.18.

[1] Тесленко В. В. Организация торговли драгоценными камнями : прикладное пособие. М. : Инфра-М, 1997. С. 32.

Таблица 1.17

Объем потребления золота в промышленности в развитых и развивающихся странах мира (включая использование скрапа), т

| Направления потребления золота | Год | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1995 | 1996 | 1997 | 1998 | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 |
| **Развитые страны** | | | | | | | | | | |
| Ювелирпром | 1143 | 1090 | 1148 | 1140 | 1121 | 1104 | 1020 | 899 | 758 | 714 |
| Электроника | 180 | 185 | 208 | 201 | 222 | 257 | 175 | 185 | 211 | 235 |
| Стоматология | 62 | 63 | 66 | 60 | 61 | 65 | 64 | 65 | 64 | 64 |
| Другие отрасли | 77 | 77 | 76 | 68 | 62 | 60 | 55 | 50 | 49 | 48 |
| Монеты | 70 | 47 | 83 | 110 | 116 | 30 | 39 | 49 | 42 | 48 |
| Медали | 3 | 2 | 3 | 2 | 4 | 2 | 3 | 2 | 2 | 2 |
| Итого по группе развитых стран | 1535 | 1464 | 1582 | 1581 | 1586 | 1518 | 1356 | 1250 | 1125 | 1112 |
| **Развивающиеся страны** | | | | | | | | | | |
| Ювелирпром | 1665 | 1751 | 2153 | 2036 | 2022 | 2105 | 1996 | 1768 | 1723 | 1897 |
| Электроника | 24 | 23 | 26 | 26 | 26 | 27 | 23 | 22 | 24 | 26 |
| Стоматология | 5 | 5 | 5 | 4 | 5 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 |
| Другие отрасли | 33 | 35 | 39 | 35 | 37 | 38 | 42 | 33 | 31 | 34 |
| Монеты | 31 | 31 | 36 | 37 | 46 | 47 | 43 | 47 | 63 | 64 |
| Медали | 18 | 16 | 21 | 24 | 21 | 26 | 26 | 24 | 24 | 28 |
| Итого по группе развивающихся стран | 1776 | 1862 | 2280 | 2162 | 2150 | 2248 | 2134 | 1897 | 1869 | 2052 |
| Всего в мире | 3311 | 3327 | 3862 | 3743 | 3735 | 3767 | 3490 | 3147 | 2994 | 3164 |

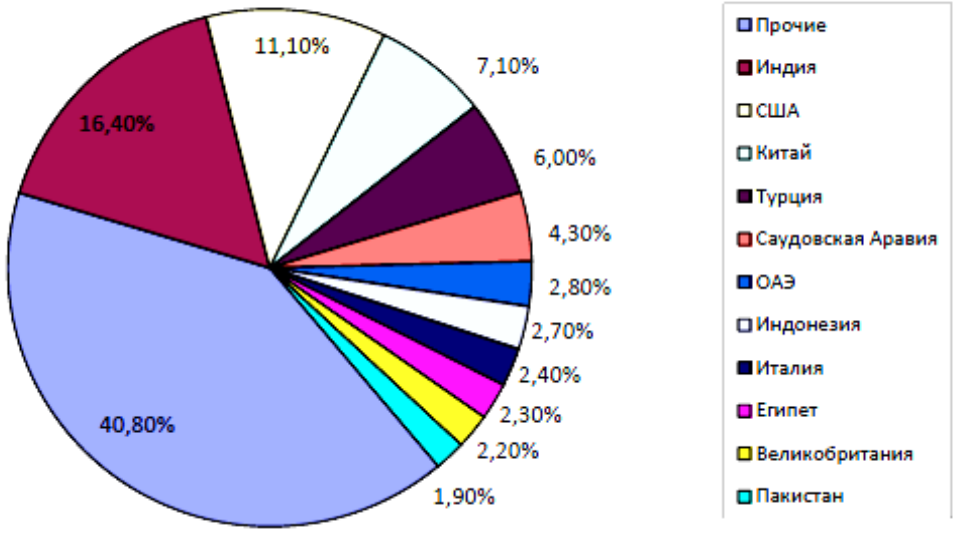



Рис. 1.13. Структура потребления золота в ювелирной промышленности в 2004 г.

Снижение потребления золота в Европе на изготовление ювелирных изделий снизилось в 2004 г. по сравнению с 2003 г. на 6 %, или 28 т, главным образом за счет падения спроса в ювелирной промышленности Италии.

Таблица 1.18

Динамика потребление золота в ювелирной промышленности ведущими странами мира, т

| Страны мира | Год | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1995 | 1996 | 1997 | 1998 | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 |
| Индия | 356 | 409 | 572 | 658 | 630 | 620 | 598 | 459 | 440 | 518 |
| США | 296 | 301 | 317 | 349 | 374 | 387 | 389 | 386 | 355 | 352 |
| Китай | 313 | 289 | 339 | 240 | 215 | 206 | 203 | 200 | 201 | 224 |
| Турция | 97 | 121 | 150 | 140 | 92 | 147 | 91 | 97 | 164 | 190 |
| Саудовская Аравия | 174 | 178 | 227 | 167 | 169 | 170 | 163 | 139 | 128 | 136 |
| | 50 | 49 | 38 | 63 | 81 | 94 | 95 | 88 | 82 | 89 |
| ОАЭ | 120 | 113 | 91 | 42 | 110 | 87 | 98 | 93 | 82 | 84 |
| Индонезия | 116 | 106 | 113 | 112 | 101 | 92 | 90 | 86 | 82 | 77 |
| Италия | 65 | 74 | 132 | 135 | 138 | 128 | 116 | 82 | 66 | 73 |
| Египет | 41 | 44 | 54 | 64 | 65 | 75 | 82 | 79 | 73 | 70 |
| Соед. Королевство и Ирландия | 39 | 51 | 73 | 53 | 64 | 54 | 47 | 48 | 56 | 60 |
| Пакистан | 59 | 56 | 54 | 39 | 56 | 62 | 64 | 57 | 46 | 39 |
| Южная Корея | 48 | 47 | 48 | 54 | 54 | 50 | 48 | 43 | 40 | 38 |
| Франция | 54 | 54 | 33 | 15 | 43 | 56 | 53 | 46 | 36 | 38 |
| Таиланд | 102 | 82 | 61 | 48 | 46 | 37 | 38 | 34 | 32 | 35 |
| Япония | 26 | 30 | 33 | 38 | 49 | 58 | 54 | 48 | 47 | 34 |
| Мексика | 61 | 57 | 54 | 50 | 49 | 44 | 39 | 34 | 29 | 27 |
| Германия | 13 | 15 | 18 | 16 | 18 | 21 | 24 | 25 | 23 | 25 |
| Вьетнам | 41 | 47 | 58 | 58 | 43 | 50 | 40 | 37 | 24 | 24 |
| Бразилия | 32 | 31 | 33 | 32 | 30 | 29 | 27 | 21 | 21 | 21 |
| Кувейт Тайвань | 100 | 90 | 89 | 73 | 66 | 53 | 41 | 19 | 18 | 21 |
| Прочие | 605 | 546 | 714 | 730 | 650 | 689 | 616 | 546 | 436 | 436 |
| Общее потребление в ювелирной промышленности | 2808 | 841 | 3301 | 3176 | 3143 | 3209 | 3016 | 2667 | 2481 | 2611 |

**Италия** является основным участником рынка ювелирных изделий в Европе. В 2004 г. спрос на золото в ювелирной промышленности Италии уменьшился на 7 % и составил 305,4 т. При этом спад в 2004 г. несоизмерим с падением спроса в 2003 г по сравнению с предыдущим годом, тогда падение составило 21 %, или 87,2 т. Отдельные же участники рынка считают, что падение потребления золота в ювелирной промышленности Италии могло быть более существенным, но есть и более оптимистические оценки, согласно которым нетто-объем импорта слитков в страну сократился всего на 3 %. По неофициальным данным за 2004 г. объем потребления золота в стране практически не изменился, согласно информации, предоставленной участниками рынка. По оценкам GFMS общее количество слитков, потребляемых в ювелирной промышленности, снизилось на 7 %. Основной причиной спада в итальянской ювелирной промышленности является продолжающееся сокращение экспорта. Так, в 2003 г. экспорт изделий из золота сократился на 25 % по сравнению с 2002 г., а в 2004 г. снижение экспорта по сравнению с предыдущим годом было более низким, всего на 10 %.

Одним из важных моментов, не учитываемых аналитиками, является то, что изменение вкусов потребителей часто не совпадает с экономической ситуацией в стране и продажей ювелирных изделий. Это обусловлено, прежде всего, тем, что доля ювелирной промышленности в общем объеме потребления металла падает, так в 2003 г. на рынке особым спросом пользовались высокотехнологичные товары, отчасти из-за мощного их продвижения на рынках и растущего стремления потребителей к новинкам. Кроме того, наблюдается изменение тенденций и самих ювелирных изделий. Так, во Франции, наряду с сокращением потребления золотых ювелирных изделий, потребление серебряных возросло в десятки раз[1].

Крупнейшим экспортным рынком Италии является США. Прямой экспорт готовых изделий из Италии в США остается невысоким: в 2004 г. он сократился на одну четверть по сравнению с 2003 г. Однако если учесть производство готовых изделий в третьих странах из «полуфабрикатов», вывезенных из Италии, то общий спад окажется в два раза меньше. Кроме того, все более распространенным является экспорт готовых изделий в США из третьих стран. Этот процесс происходит вследствие того, что высокие пошлины итальянских ювелиров заставляют их искать различные пути для сокращения оплаты или для неуплаты полностью, поскольку у основных конкурентов – ювелиров Турции пошлины отсутствуют.

Кроме того, следует учитывать, что за последние два года курс доллара по отношению к евро неуклонно повышается, что в большей мере делает неконкурентоспособными изделия итальянских ювелиров, и прежде всего цепочек. Конкуренты ювелиров Италии непрерывно повышают качество своих изделий, поэтому говорить об окончании конкурентной борьбы пока преждевременно.

Повышение цены на золото привело к уменьшению импорта в США, но зато на остальных экспортных рынках Италии, и прежде всего на Ближнем Востоке, царило оживление. Экспорт за 2004 г. в Дубай увеличился на 30 %. Возросли поставки в Китай/Гонконг. Экспорт в страны Евросоюза немного сократился. В то же время наблюдается сокращение продаж (почти на 6 %) и на внутреннее потребление. Это обусловлено потерями некоторых рынков сбыта, жесткой конкуренцией со стороны других товаров, сокращением потребительских расходов, кроме того, возможны потери, вызванные появлением новых групп товаров с камнями или изделий из различных материалов, например кожаных браслетов с золотыми изделиями вместо чисто золотых браслетов.

Произошло сокращение импорта итальянских изделий в страны Латинской Америки, и прежде всего в Мексику, главным образом из-за падения курса песо.

Возрос экспорт в Швейцарию предположительно за счет поставок в Россию. Официальные данные свидетельствуют о сокращении прямых поставок в Россию. Это противоречит ранее приведенным фактам, и обусловлено, скорее всего, тем, что часть официального экспорта в Турцию предназначалась для последующих поставок в Россию. Кроме того, неофициальный экспорт ювелир-

[1] Тесленко В. В. Указ. соч. С. 32.

ных изделий в Россию также увеличился. Аналогичная картина наблюдается и в странах – новых членах Евросоюза.

Потребление на ключевых экспортных рынках Италии, и прежде всего в странах Евросоюза и США, в виде изделий из чистого золота сокращается, уступая место украшениям из камня и изделиям из различных материалов. Кроме того, конкуренты из других стран, постоянно повышая качество выпускаемой продукции, также отвоевывают часть рынка у итальянских ювелиров, более того, не ожидается значительного роста евро в текущем году, поэтому итальянские ювелиры будут терять свои позиции. Кроме того, на рынке имеются значительные запасы ювелирных изделий, именно чрезвычайные запасы сделали начало 2004 г. неудачным для ювелирной промышленности.

В **Испании** произошло также снижение объема производства ювелирных изделий на 12 % в 2004 г. по сравнению с 2003 г. Можно выделить несколько причин снижения производства ювелирных изделий в Испании. Во-первых, растущая конкуренция со стороны других государств – Турции, Китая, Таиланда, Индии – обусловила рост поставок ювелирных изделий. Во-вторых, отсутствие спроса потребления изделий из золота на внутреннем рынке. В- третьих, смена акцентов в потреблении ювелирных изделий на новые, более современные или с драгоценными камнями. При этом в стоимостном выражении общие расходы на ювелирные изделия практически не изменились.

Для страны, являющейся законодателем мод в часовой промышленности, **Швейцарии**, потребление золота во многом зависит от производства часов.

В 2004 г. спрос на металл для производства часов заметно увеличился и продолжался и в 2005 г.

По официальной статистике, в 2004 г. рост потребления золота для производства часов увеличился на 19 %, этот рост произошел на фоне весьма низкого показателя, зафиксированного в 2003 г. Как отмечено ранее, наблюдается в последнее время снижение интереса к браслетам из золота, в конечном же счете – это обеспечило падение спроса на золото. По данным Федерации часовой промышленности Швейцарии экспорт золотых часов из страны в 2004 г. увеличился всего на 3 %.

Неуклонное снижение в потреблении золота в ювелирной промышленности **Великобритании** обусловлено структурными изменениями. Многие ювелирные компании уводят свой бизнес в оффшорные зоны, свои торговые запасы они пополняют из зарубежных источников.

Розничные продажи в 2004 г. наблюдались только в сегменте изделий из 18-каратного золота, в этот сегмент перешла часть потребителей, предпочитавших 9-каратное золото. Другая часть потребителей 9-каратного золота перешла на потребление изделий из серебра. Но рост потребления 18-каратного золота не смог компенсировать падение спроса на 9-каратный металл, общий же объем продаж изделий снизился.

Данные табл. 1.18 свидетельствуют о снижении потребления золота в ювелирной промышленности во **Франции.** В 2004 г. потребление золота для производства ювелирных изделий продолжало снижаться, продолжали сни-

жаться также объемы продаж, сократился экспорт, но продолжается импорт. Все это обусловлено продолжающимся сокращением и выводом мощностей из Франции в другие страны, где затраты на рабочую силу значительно ниже.

В **Германии** в 2004 г. в отличие от нескольких последних лет спрос на ювелирные изделия немного возрос и достиг чуть менее 20 т. При этом, продажа ювелирных изделий уменьшилась, доля же национальных производителей сокращается. В этих условиях рост потребления металла ювелирной промышленностью был увеличением экспорта ювелирных «полуфабрикатов», но потребление золота в производстве готовых изделий значительно сократилось.

В 2004 г. в **США** спрос на ювелирные изделия упал до минимального уровня за последние 13 лет и сократился на 16 т, при этом потребление ювелирных изделий в стране на 50 т превысил показатель десятилетней давности. Несмотря на отмеченные тенденции, США остается пятым в мире производителем ювелирных изделий. При этом, согласно классификации GFMS, потребление в промышленности подсчитывается там, где исходное золото преобразуется в полуфабрикат. Согласно принятому порядку учета, полуфабрикаты, произведенные в США, доводятся до готового изделия за пределами страны, потребление золота для производства этих полуфабрикатов учитывается в США.

До 2000 г. потребление золота росло, что стимулировало увеличение спроса на металл и наращивание импорта готовых изделий в страну. Спад потребления ювелирных изделий привел к сокращению спроса на металл в промышленности. В результате чего прибыль на многих розничных рынках начала падать, вследствие этого торговцы начали уходить с этих рынков, приобретая ювелирные изделия за пределами страны. Рост цен на золото (в среднем более 100 дол. за унцию в течение последних двух лет) подтвердил, что наблюдающийся структурный спад потребления может привести к сокращению потребления металла в ювелирной промышленности страны. В этой ситуации розничные продавцы продолжают закупать ювелирные изделия из золота за рубежом, а национальные производители продолжают выводить свои мощности в оффшорные зоны. Кроме перечисленных факторов, тенденция сокращения спроса на ювелирные изделия будет продолжаться, при этом решающую роль будет играть уровень цен на золото.

В основном полуфабрикаты доводятся до готовых изделий в Латинской Америке (часть полуфабрикатов вывозят из Латинской Америки в Юго-Восточную Азию, где производятся готовые изделия, которые являются более конкурентоспособными с точки зрения цены), а затем реимпортируются в США.

Одним из основных поставщиков ювелирных изделий в США является Турция, причем за последнее десятилетие турецкие производители вложили много средств в улучшение качества.

В 2004 г. доля Турции в общем объеме экспорта в США достигла 11 %, в то время как в 1993 г. эта доля составляла всего 2 %.

За эти же десять лет доля Италии в экспорте США сократилась с 47 % до 21 %.

Но это лишь цифры прямых поставок, правда, речь идет только о готовых изделиях, которые поступают в США через другие страны, с учетом этого доля итальянских ювелиров в общем экспорте в США оценивается в 30 %.

Невысокая стоимость ювелирных изделий из Индии и Китая привело к значительному увеличению поставок, которые занимают второе и четвертое место ведущих экспортеров ювелирных изделий в США.

О тенденциях развития розничного рынка можно сказать, что возрастают продажи легких изделий из чистого золота, изделий с драгоценными металлами и особенно с бриллиантами. С точки зрения содержания золота в каратах наибольшим спросом пользуются изделия из 10-каратного золота.

Потребление золота в ювелирной промышленности **Канады** в 2004 г. вновь сократился. За последние десять лет объем поставок ювелирных изделий из Канады в США сократилось более чем на 50 %. Канадские производители вынуждены вести сложную конкурентную борьбу как на внутреннем, так и на внешнем рынке. Основным же экспортным рынком ювелиров является США.

Падение спроса на золото в ювелирной промышленности Мексики компенсировано ростом его в Бразилии.

Падение спроса в **Мексике** обусловлено изменением потребительских предпочтений у покупателей и переходом к покупке изделий из серебра и драгоценных камней. Несмотря на падение спроса, импорт ювелирных изделий возрос. Как отмечено ранее, в страну ввозится большое количество изделий-полуфабрикатов из США, которые доводят до готовых изделий, кроме того, большое количество изделий вывозится на другие рынки.

Рост потребительских запросов определил рост спроса на изделия из золота в **Бразилии**. При этом существенно увеличился рынок ювелирных изделий в другие страны Латинской Америки.

Ближний восток – один из ключевых мировых рынков драгоценных металлов, прежде всего, это страны региона – Турция, Саудовская Аравия, ОАЭ, Иран, Кувейт, Иордания, Израиль и Ливан.

**Турция** совершила мощный рывок в увеличении производства ювелирных изделий, только за 2004 г. производство возросло на 13 % по сравнению с 2003 г., что потребовало 214 т золота, эта тенденция сохранялась на протяжении трех предшествующих лет.

В структуре спроса выделяются три основных сегмента рынка драгоценных металлов:

– первый – местные потребители, покупающие изделия из 22- и 14-каратного золота;

– второй – продажа изделий из золота туристам;

– третий – экспорт готовых изделий.

В 2004 г. наблюдался рост продаж по всем трем сегментам рынка, особенно местным покупателям.

Основными факторами успеха турецкой ювелирной промышленности является политическая и экономическая стабильность в стране, причем эта тенденция сохраняется на протяжении уже трех последних лет. В структуре по-

требления на внутреннем рынке также намечаются определенные изменения, если раньше в основном было потребление 22-каратного золота и спрос на него неуклонно возрастал, то в последнее время, особенно среди молодежи, стали пользоваться успехом изделия из 14-каратного золота и из различных материалов (особенно кожи).

Наблюдается рост официального экспорта изделий из золота, и связан он с сокращением неофициальных поставок «челночного» вывоза в страны СНГ. Объем экспорта составил 70 т, или 29 % от общего объема ювелирного производства в стране. Сокращение неофициального экспорта в 2001–2002 гг. связано с ужесточением требований пограничного режима большинством стран СНГ и прежде всего Россией, но зато возросли поставки в другие страны СНГ. В 2004 г. около 8 % всего экспорта золота приходится именно на эти страны. Заметное улучшение качества производимых турецких ювелирных изделий привело к успешной конкуренции с итальянскими производителями. Особое поле сражения обеих стран – это рынок США, здесь Турция одерживает победу. Турция расширяет свое влияние за счет производителей Ближнего Востока и Северной Америки.

Рост туристов в Турцию приводит и к росту продаж ювелирных изделий иностранцам. Низкая платежеспособность этой категории покупателей обусловливает малые продажи, но из-за стремительного увеличения количества туристов, посещающих страну, происходит небольшой рост.

Эта тенденция сохранилась и в 2005 г., так за первые три месяца импорт золотых слитков увеличился на 46 %, и это без учета чеканки монет.

В **Саудовской Аравии** после трех лет спада (2001–2003 гг.) в 2004 г. наметился рост спроса на ювелирные изделия на 7 % и достиг 118 т. Благоприятная экономическая ситуация и увеличение числа пилигримов в страну (особенно в январе месяце каждого года) обусловили этот рост.

Роль транзитного рынка на Ближнем Востоке выполняют ***Объединенные Арабские Эмираты***. Поэтому общий подъем потребления в регионе ювелирных изделий оказал благоприятное влияние на рост потребления. Но следует отметить, что местным производителям трудно конкурировать с импортируемыми ювелирными изделиями, поскольку в периоды оживленной торговли пошлины на импорт ювелирных изделий снижены. Наблюдается также жестокая конкуренция с производителями из Саудовской Аравии, Малайзии, Турции, Индии и Индонезии.

Вследствие закрытости **Ирана** официальные данные о потреблении и спросе на ювелирные изделия отсутствуют. Но по оценке GFMS в 2004 г. потребление золота в ювелирной промышленности возросло на 6 % и составило 33 т.

В другой стране Ближнего Востока, **Кувейте,** произошло сокращение спроса на золото со стороны ювелирной промышленности на 8 % и составило 12,5 т. Тем не менее потребление ювелирных изделий оказалось на уровне прошлых лет, а освободившуюся нишу национального производителя заняли импортные изделия.

Аналогичная ситуация наблюдается и в ювелирной промышленности **Израиля.** Израильские производители ориентируются в основном на высшие и

средние сегменты рынка, а также на экспортные поставки в США. В массовом сегменте господствуют импортеры. Несмотря на возросшие в 2004 г. продажи в массовом сегменте, объем экспорта в США уменьшился.

В 2004 г. спрос на золото в **Индии** возрос, резко увеличился импорт, возросло потребление металла в промышленности. Все эти изменения происходят на фоне роста цен на золото.

2003 и 2004 гг. были обусловлены ростом экспорта слитков из золота, вызванного появлением возможности арбитража на процентных ставках. В 2004 г. ювелирный рынок Индии находится на подъеме, стоимость в рупиях потребляемых в стране ювелирных изделий возросла на 26 %.

Увеличение спроса на металл происходило при крайне неблагоприятных условиях, прежде всего рост цен на металл (Индия славится своей чувствительностью к цене) и неблагоприятные природно-климатические условия: засуха в одних районах, дожди и наводнения в других районах – привели к сокращению сельскохозяйственной продукции. Но поскольку влияние этих условий распространяется на спрос с некоторым временным лагом, то последствия текущего года находят свое отражение в показателях следующего года.

Каковы причины столь мощного стремительного роста спроса в Индии. Во-первых, более быстрая адаптация среднего индийского потребителя к более высокому уровню цен. Во-вторых, ожидание повышения цен на золото породило волну спекулятивных сделок и продавцы в преддверии этого наращивали свои запасы. В-третьих, этот период совпал с периодом массовых бракосочетаний в стране.

Спрос на золотые ювелирные изделия не существует изолированно от всего остального рынка. Рост спроса на изделия с камнями и прежде всего с бриллиантами не превысил 10 %, и это даже несмотря на мощное брендовое продвижение этого товара на рынке.

Но рынок золота в ближайшем будущем может испытывать трудности, связанные с возможным снижением акцизов на искусственные украшения, в то же время предполагается введение дополнительного акциза на брендовые изделия из золота. Кроме того, ранее отмеченные факторы природно-климатического характера окажут негативное воздействие на спрос и производство ювелирных изделий.

В **Пакистане** также наблюдается рост потребления золота. 2004 г. стал вторым годом за всю историю страны по показателю потребления металла. Привлекательность золота возросла после введения Государственным Банком Пакистана мер усиленного контроля за деятельностью по обмену валюты.

В Юго-Восточной Азии наиболее мощный рост потребления ювелирных изделий наблюдался в **Китае**. В 2004 г. спрос на золото возрос по сравнению с 2003 г. на 11,8 % и достиг 217 т, хотя этот показатель далек от рекордного 1997 г., когда было зафиксировано 271 т металла. Подъем экономики страны и рост благосостояния населения явился основной движущей силой роста потребления металла. Кроме того, произошли существенные законодательные изменения в сторону облегчения деятельности всех участников рынка драгоценных металлов.

Рост благосостояния населения во многом привел к изменению приоритетов в потреблении золотых изделий у населения, наиболее популярными стали изделия из 18-каратного золота и с драгоценными камнями, при этом изделия из 24-каратного золота пользуются меньшей популярностью.

Торговля золотом находилась в Китае под жестким контролем со стороны государства, в 2003 г. этот порядок был упразднен и введены рыночные механизмы, была открыта Шанхайская биржа золота, позднее отменен разорительный режим налогообложения на рынке золота. Это позволило Всемирному Совету по Золоту провести более агрессивную маркетинговую рекламу по продвижению ювелирных изделий, это не замедлило сказаться на объеме потребления и, в частности, 18-каратного золота. На фоне этого роста почти на 40 % сократилось производство платиновых ювелирных изделий, кроме того, существенный рост цен на платину повлиял на падение спроса на платиновые изделия.

Экспорт золотых ювелирных изделий из Китая вырос на 10 %, в том числе в основном в США, Великобританию и ряд других стран. В то же время импорт из Гонконга в эти страны сократился.

Спрос на золотые ювелирные изделия в **Индонезии** увеличился на 5,2 % и составил 90 т. Основной причиной роста в 2004 г. является улучшение экономической ситуации, стабилизация политической обстановки в стране, «адаптация» к высокому уровню цен на золото. В то же время произошло сокращение потребление изделий из низкопробного золота вследствие спада в сельском хозяйстве, в городах же, наоборот, растет потребление изделий из среднего и высокопробного металла.

В 2004 г. спрос на золото для ювелирной промышленности в **Малайзии** существенно возрос на 14,4 % и достиг 64,4 т. Наиболее важным рынком для малазийских ювелиров является Дубай, поскольку две трети всех произведенных ювелирных изделий направлено в ОАЭ. Благодаря этому мощному росту потребления общий экспорт ювелирных изделий увеличился на 82 % и достиг суммы в 747 млн дол. Для сравнения отметим, что крупнейший в мире экспортер ювелирных изделий Италия в 2004 г. продал изделий на сумму 4 млрд дол.

Уменьшение продаж на внутреннем рынке привело к падению экспорта в ювелирной промышленности **Южной Кореи** на 11 % и составило 46,8 т. В связи с ростом производственных расходов в стране, потребительские расходы сократили, это привело к потреблению ювелирных изделий. Кроме того, на падение спроса оказал влияние национальный менталитет, в стране золото рассматривается не как элемент квази-инвестиций, а как ювелирные украшения.

Спрос на золото в ювелирной промышленности в **Таиланде** вырос в 2004 г. на 5 % и достиг уровня 62 т, на рост потребления оказало влияние усиление экономики страны. Рост цен на металл, как ни странно, вызвал увеличение спроса на металл в промышленности, этому способствовал подъем доходов населения. При этом производители ювелирных изделий ориентируются на потребителей среднего и высокого классов, которые предпочитают модные изделия.

Внутренний рынок **Вьетнама** показал себя как наиболее перспективный и многообещающий рынок Юго-Восточной Азии. Потребление золота увели-

чилось на 10,7 % и составило 26,8 т, что в два раза выше, чем десять лет назад в 1995 г. Быстрый рост объясняется устойчивым развитием экономики страны, повышением благосостояния населения, тем, что доступнее стали потребительские кредиты. Это улучшение привело к появлению среднего класса населения страны, который охотно стал покупать ювелирные изделия, что не замедлило сказаться на местной ювелирной промышленности. Кроме того, золото в стране служит средством сохранения сбережений, особенно в период значительного роста мировых цен на золото.

Для **Тайваня** 2004 г. также был благоприятным, спрос на металл вырос на 9 % и достиг 14.6 т, но этот показатель далек от показателя 1992 г., когда спрос на золото для ювелирных изделий составил 160 т. Этот рост отражает оживление внутреннего потребления в стране.

Небольшой рост (всего 2 %) произошел и в ювелирной промышленности ***Японии***. Это, прежде всего, обусловлено повышением спроса на изделия из белого золота.

Общемировой спрос на золото в **электронике** увеличился в 2004 г. на 11 % и достиг 261 т, что на 23 т меньше, чем в 2000 г. (табл. 1.19).

Таблица 1.19

Потребление золота в электротехнике ведущими странами мира, т

| Страны мира | Год | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1995 | 1996 | 997 | 1998 | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 |
| Япония | 76,0 | 78,8 | 91,5 | 82,4 | 89,0 | 106,5 | 68,8 | 80,4 | 100,4 | 108 |
| США | 53,0 | 51,0 | 56,7 | 52,0 | 59,0 | 66,0 | 41,5 | 41,8 | 44,1 | 51,9 |
| Южная Корея | 11,6 | 14,4 | 15,8 | 19,0 | 24,0 | 28,1 | 18,8 | 20,8 | 23,4 | 26,2 |
| СНГ | 15,0 | 13,8 | 14,0 | 13,0 | 13,0 | 13,0 | 12,0 | 12,0 | 13,0 | 14,1 |
| Тайвань | 6,4 | 6,5 | 8,2 | 8,4 | 9,8 | 12,5 | 9,8 | 10,5 | 11,9 | 13,6 |
| Сингапур | 2,9 | 3,3 | 4,1 | 6,0 | 8,3 | 12,0 | 9,5 | 10,0 | 9,8 | 11,4 |
| Германия | 8,5 | 8,6 | 9,4 | 10,5 | 11,3 | 14,0 | 12,0 | 9,5 | 10,1 | 10,4 |
| Швейцария | 4,5 | 4,2 | 4,5 | 4,5 | 4,2 | 5,3 | 4,4 | 4,2 | 4,2 | 8,5 |
| Китай | 6,1 | 6,1 | 8,6 | 8,7 | 9,0 | 9,7 | 6,5 | 7,0 | 7,7 | 8,3 |
| Индия | 1,0 | 1,0 | 1,0 | 1,0 | 1,0 | 1,6 | 1,5 | 1,4 | 1,8 | 2,0 |
| Гонконг | 0,9 | 1,0 | 1,3 | 1,1 | 1,6 | 1,6 | 1,1 | 1,1 | 1,4 | 1,6 |
| Нидерланды | 3,1 | 3,0 | 2,4 | 2,8 | 2,8 | 2,2 | 2,0 | 1,8 | 1,4 | 1,2 |
| Мексика | 0,2 | 0,4 | 0,6 | 0,7 | 0,9 | 1,1 | 1,0 | 1,0 | 1,1 | 1,0 |
| Италия | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 0,7 | 0,6 | 0,6 | 0,7 |
| Другие страны | 13,7 | 14,6 | 15,7 | 15,4 | 13,0 | 10,1 | 7,8 | 4,7 | 3,6 | 2,4 |
| **Всего в мире** | 2203,7 | 207,4 | 34,6 | 226,2 | 247,6 | 284,4 | 197,5 | 2306,8 | 234,5 | 261,1 |

Структура потребления золота в электронной и электротехнической промышленности показана на рис. 1.14.

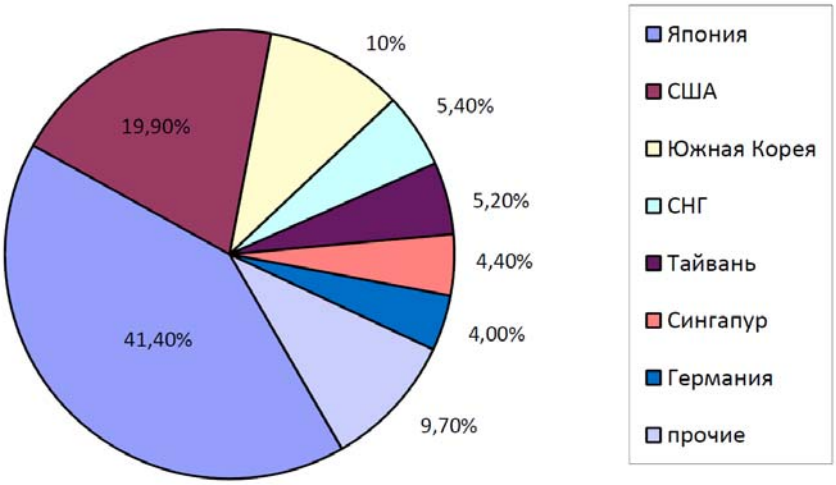



Рис. 1.14. Структура потребления золота в электронике и электротехнике по странам мира в 2004 г.

Наиболее заметный спрос потребления золота наблюдался в производстве золотой проволоки и металлических покрытий, что обусловлено увеличением спроса на товары потребительского назначения − мобильные телефоны и компьютеры, а также автомобили, поскольку в 2004 г., в связи с ростом портативных компьютеров в мире, продажа увеличилась на 25 % и достигала 48 млн штук в год.

В то же время совершенствование технологии производства микросхем привело к тому, что диаметр соединительной проволоки сократился с 25 до 15 микрон. Несмотря на существенный рост потребления проволоки, общее количество золота для этих целей в ближайшем будущем будет сокращаться. Кроме того, производители микросхем усиленно работают над сокращением габаритов и веса электронных изделий, наращивают их производительность и сложность. В связи с этим ожидать значительного роста потребления золота в электронике не стоит.

Безусловным лидером в потреблении золота для электроники является **Япония**. В 2004 г. в стране был зафиксирован рекордный спрос на металл для электроники в 108 т или на 7,5 % выше уровня 2003 г. и на 1,5 % рекордного 2000 г. Причиной роста спроса на золото в электронике стало существенное пополнение запасов. Однако у исследователей пока нет ясной картины, в какой форме пополнялись запасы: или в форме микросхем, или форме готовых изделий.

В **США** подъем в электронике начался в конце 2003 г. и продолжался в 2004 г. потребление золота выросло на 18 % и составило 51,9 т. Основное увеличение спроса произошло, прежде всего, за счет роста продаж готовых изделий (в автомобильной и электронной промышленности) и пополнения запасов.

В **Южной Корее** также произошел существенный рост потребления золота для электроники на 12 % по сравнению с 2003 г. и достиг практически рекордного уровня 2000 г. Основная часть потребляемого золота (три четверти) используется для производства соединительной проволоки, одна пятая часть для производства покрытий и оставшаяся – как мишени для ионного распыления.

На **Тайване** спрос вырос на 14 %, составил 13,6 т, при этом был достигнут максимальный уровень за всю историю наблюдения. Причиной столь быстрого

роста явилось увеличение потребления металла в производстве микросхем для различных потребительских товаров – от мобильных телефонов до автомобилей.

Аналогичная ситуация наблюдается и в Европе, где рост потребления золота также немного возрос. Как и в предыдущих случаях, основной причиной роста спроса стал подъем производства соединительной проволоки. При этом наибольшая активность наблюдается в Швейцарии и обусловлена корпоративной активностью.

Другой сферой применения золота является **стоматология.** Общемировой спрос на металл для стоматологии увеличился крайне незначительно, всего на 1,2 % и в основном за счет роста потребления в Германии. В целом же в мире прослеживается тенденция к сокращению дорогостоящего металла и к вытеснению его новыми технологичными сплавами, в том числе и с палладием, и керамикой. При этом цены на золото за 2004 г. возросли на 16 %, а на палладий снизились на 40 %, что сделало его более доступным. Только в трех странах (Германии, США, Японии) – основных потребителях золота для стоматологии – наблюдался небольшой рост, в остальных – стабильное потребление. Данные о потреблении золота в стоматологии представлены в табл. 1.20.

Таблица 1.20

Потребление золота в стоматологии ведущими странами мира (включая скрап), т

| Страны мира | Год | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1995 | 1996 | 997 | 1998 | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 |
| Япония | 20,0 | 19,5 | 21,3 | 20,0 | 20,0 | 20,9 | 21,2 | 22,7 | 22,3 | 22,5 |
| США | 11,1 | 11,5 | 12,2 | 12,6 | 12,5 | 14,0 | 14,3 | 14,3 | 13,8 | 14,1 |
| Германия | 14,9 | 15,2 | 15,4 | 11,9 | 12,9 | 13,5 | 13,9 | 13,4 | 12,8 | 13,4 |
| Южная Корея | 3,0 | 3,2 | 3,4 | 2,9 | 3,1 | 3,7 | 3,6 | 3,7 | 3,5 | 3,3 |
| Италия | 4,3 | 4,1 | 3,8 | 3,8 | 3,8 | 4,0 | 3,9 | 3,8 | 3,3 | 3,3 |
| Швейцария | 3,9 | 4,2 | 4,4 | 3,3 | 3,3 | 3,1 | 2,6 | 2,4 | 3,2 | 3,2 |
| Нидерланды | 2,1 | 2,3 | 2,4 | 2,8 | 2,8 | 3,0 | 2,9 | 2,7 | 2,6 | 2,6 |
| СНГ | 3,1 | 2,8 | 2,4 | 2,0 | 2,0 | 2,0 | 2,0 | 2,0 | 2,0 | 2,0 |
| Чехия и Словакия | 0,5 | 0,3 | 0,3 | 0,5 | 0,5 | 0,4 | 0,4 | 0,6 | 0,6 | 0,6 |
| Норвегия | 0,2 | 0,2 | 0,2 | 0,2 | 0,2 | 0,3 | 0,3 | 0,5 | 0,5 | 0,5 |
| Другие | 4,2 | 4,2 | 4,3 | 4,0 | 5,0 | 4,2 | 3,4 | 2,4 | 2,3 | 2,3 |
| **Всего в мире** | 67,3 | 67,5 | 70,1 | 64,0 | 66,1 | 69,1 | 68,6 | 68,5 | 67,0 | 67,8 |

Структура потребления золота в стоматологии по странам США, Япония, Германия и прочие страны приводится на рис. 1.15.

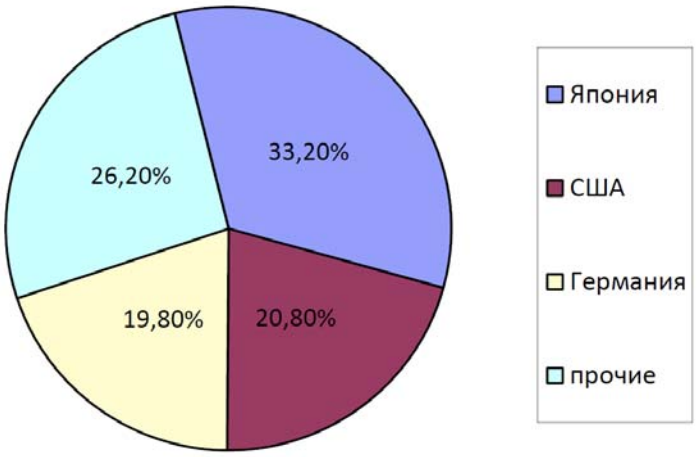



Рис. 1.15. Структура потребления золота в стоматологии в 2004 г.

Другим направлением использования золота в промышленности является потребление его в производстве декоративных изделий. В целом общемировое потребление металла для этих нужд в 2004 г. незначительно возросло на 3,3 % по сравнению с 2003 г. и достигло уровня 82,5 т. При этом около 50 % всего потребляемого золота приходится на три страны – Индию, Швейцарию и США. Безусловным же лидером на протяжении практически 10 лет является ***Индия***, так в 2004 г. по сравнению с 2003 г. потребление возросло на 14 % и составило 22,6 т. Все это происходит на фоне значительного роста цен, при этом существенно возросло использование металла в традиционном секторе декоративных изделий – производстве джари (искусственные изделия, чаще всего пластиковые покрытые золотом). Кроме того, наблюдается устойчивое потребление золота в производстве золотой соединительной проволоки и украшений для костюмов.

В то же время в странах Европы наблюдается снижение потребления золота для декоративных изделий и украшений. Как и в случаях с потреблением металла в электронике, спад производства связан с переводом мощностей в страны Юго-Восточной Азии. В Швейцарии рост потребления золота в производстве декоративных изделий связан главным образом с корпоративной активностью.

Данные о потреблении золота в остальных отраслях промышленности и при производстве декоративных изделий, включая скрап, приведены в табл. 1.21.

В общемировом производстве официальных монет наметилась позитивная тенденция, уже на протяжении последних пяти лет с 2000 г. продолжается их рост. В 2004 г. продажи монет увеличились на 6,7 % и достигли 112,5 т. Максимальное же производство было достигнуто в 1999 г. 154,8 т.

Наибольший прогресс в росте производства наблюдается в **Турции**, в 2004 г. был достигнут максимум в производстве в стране (второй результат после 1998 г. в США) – 57,2 т. В стране традиционно монеты являются средством накопления и сохранения богатства, и частично монеты вытесняют из потребления ювелирные изделия из 22-каратного золота. Как отмечают аналитики, рост спроса на монеты связан со спекулятивными играми трейдеров, которые пытаются сыграть на понижении цены на золото.

Таблица 1.21

Потребление золота в остальных отраслях и производстве декоративных изделий ведущими странами мира, т

| Страны мира | Год | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1995 | 1996 | 1997 | 1998 | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 |
| Индия | 17,5 | 19,0 | 21,0 | 18,0 | 21,0 | 24,4 | 30,1 | 22,0 | 19,8 | 22,5 |
| Швейцария | 8,2 | 8,2 | 9,2 | 9,9 | 8,6 | 11,1 | 12,2 | 10,4 | 10,0 | 14,0 |
| США | 19,0 | 19,6 | 18,2 | 16,4 | 13,1 | 9,5 | 8,0 | 7,9 | 7,5 | 8,1 |
| Япония | 14,9 | 14,7 | 13,0 | 9,1 | 8,4 | 9,1 | 6,4 | 5,8 | 6,5 | 6,5 |
| Италия | 5,5 | 5,1 | 6,1 | 6,4 | 6,2 | 6,0 | 6,1 | 5,8 | 5,6 | 5,3 |
| Китай | 4,0 | 4,2 | 4,4 | 4,5 | 3,6 | 3,8 | 3,9 | 3,8 | 4,3 | 4,6 |
| Южная Корея | 4,4 | 4,6 | 5,0 | 4,3 | 4,3 | 5,0 | 4,3 | 4,0 | 4,2 | 4,6 |
| Германия | 7,6 | 8,0 | 7,6 | 7,4 | 6,5 | 5,6 | 5,3 | 4,8 | 4,6 | 4,2 |
| СНГ | 2,4 | 2,6 | 2,6 | 2,3 | 2,0 | 2,0 | 2,04 | 2,0 | 2,0 | 2,0 |
| Бразилия | 1,5 | 1,9 | 2,2 | 2,2 | 2,4 | 2,5 | 1,5 | 1,6 | 2,0 | 1,8 |
| Другие | 24,5 | 24,2 | 25,2 | 22,9 | 23,1 | 19,7 | 17,4 | 14,4 | 13,3 | 8,8 |
| **Всего в мире** | 109,5 | 112,5 | 114,6 | 103,4 | 99,2 | 98,7 | 97,1 | 82,5 | 79,9 | 82,5 |

В США продолжился рост монет Eagle на 13 %, а в Канаде монеты Maple Leaf возросли по сравнению с 2003 г. на 31 %.

Наблюдается резкий рост потребления в Австрии монет Philharmoniker. В целом во многих европейских странах наблюдаются деинвестиции, а монеты продаются со скидкой. Несмотря на рост долларовых цен выше отметки 450 дол./унцию, рост курса евро привел всего лишь к незначительному повышению цен в евро, а это только в незначительной мере оживило интерес со стороны розничных потребителей монет.

В истории производства медалей и имитационных монет 2004 г. занимает первое место за последние десятилетие, благодаря 28 % росту производства в Индии общемировое потребление золота достигло максимального уровня 1984 г. Это обусловлено тем, что в последнее время наблюдается циклический «сдвиг» от ювелирных изделий к монетам и слиткам, как средству накопления.

Изменение цен на золото за последние десять лет приводится на рис. 1.16




Рис. 1.16. Динамика изменения цен на золото за последние 10 лет (с декабря 2004 г. по декабрь 2014 г.)[1]

[1] URL: http://www.denga.com.ua/?id=1079&option=com_content&task=view.

## 1.7. ПОТРЕБЛЕНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ КОНЪЮНКТУРЫ РЫНКА СЕРЕБРА

**Серебро** так же, как и золото, известно с древних времен. Украшения из серебра найденные при раскопках датируются 4 тысячелетием до н. э. Серебро когда-то, выполняло роль денежного стандарта, но с течением времени роль серебра повысилась в качестве инструмента финансовых инвестиций и сырья для промышленности. Инвесторы покупают серебро чаще всего в виде слитков и монет. Основными покупателями этого металла являются США, Германия и Канада.

Серебро пользуется спросом на рынке, но спрос его не устойчив. При продаже на рынке оно должно соответствовать стандарту London Good Delivery. На рынке имеет тенденция хождения серебра в виде ювелирных изделий, украшений, предметов религиозных культов и монет. Все эти изделия легко можно переплавить и использовать для повторной продажи.

Главной областью потребления серебра являются технологические отрасли промышленности: электроника, электротехника, химическая и медицинская промышленности, а также фотография, суммарно в них расходуется более 60 % потребляемого в мире серебра. Данные о структуре потребления серебра в мире приведены на рис. 1.17[1].




Рис. 1.17. Структура мирового потребления серебра в 2005 г.

За десятилетие добыча серебра неуклонно растет, при этом его потребление до 2000 г. неуклонно росло, а с 2001 г. периоды подъема спада сопровождались периодами подъема (рис. 1.18).

[1] Лесков М. И. Рынок драгметаллов: перспективы изменения цен // Колыма. 2002. № 4 (окт. – дек.).

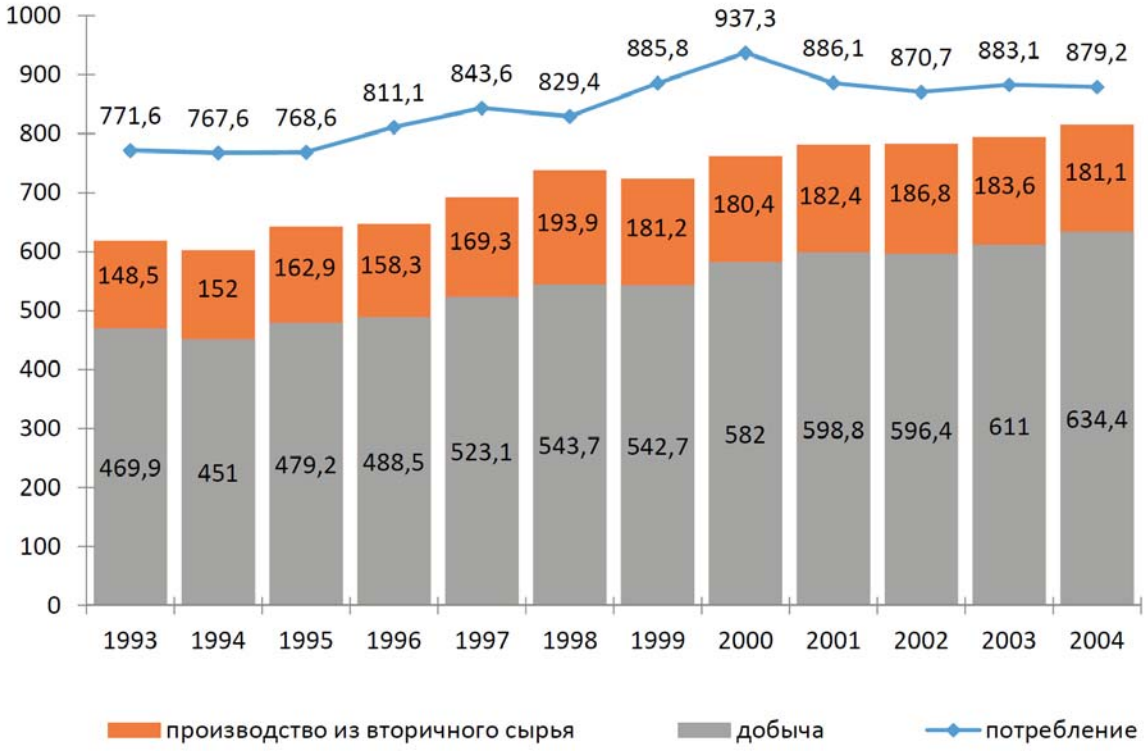



Рис. 1.18. Соотношение мирового потребления серебра,
его добычи и производства из вторичного сырья, млн унций[1]

**Конъюнктура мирового рынка серебра**. Потребление серебра в 2005 г. возросло на 3 % по сравнению с 2004 г. Причиной роста потребления золота явился в основном рост использования серебра в высокотехнологических отраслях промышленности на 11,1 %, а в ювелирном секторе рост не столь значителен – 0,7 %. В то же время произошел спад потребления данного металла при изготовлении фотографии и при чеканке монет соответственно на 9,0 и 4,0 %.

В результате изменений последних лет структура потребления серебра претерпела определенные изменения (рис. 1.19), начиная с 2001 г. и по 2005 г. доля металла, используемого в высокотехнологических отраслях возросла с 38,8 до 47, 4 %, в фотографии и ювелирной промышленности, наоборот, сократилась соответственно с 24,6 и 33,1 % до 19,1 и 28,9 %.

[1] Лесков М. И. Указ. соч.

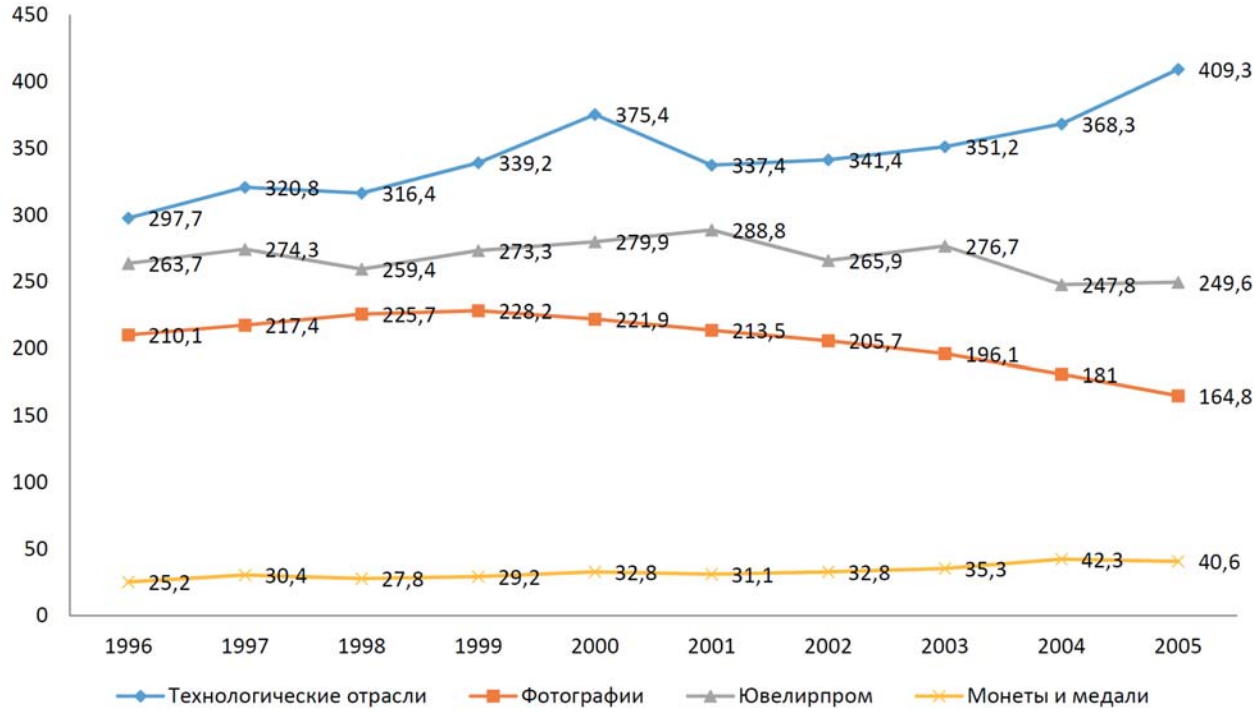



Рис. 1.19. Динамика использования серебра в различных отраслях промышленности и среднегодовых цен на серебро (дол./тройскую унцию)

Традиционно основными потребителями серебра являются США, Япония, Индия, Китай, Германия, Великобритания, Южная Корея, Франция, Ирландия, Италия и Тайвань. По сравнению с 2002 г. вырос спрос в Китае (на 16,3 % в 2003 г., на 16,7 % в 2004 г.), в Южной Корее (на 10 % в 2003 г. и на 3,1 % в 2004 г.) и понизился в Индии (на 23 % в 2004 г.).

Спрос на серебро в фотографии падает уже пятый год подряд, особенно в Восточной Азии, где фотографическая промышленность Японии (второго по величине производителя нитрата серебра после США) снизилась на 8 %. В Европе падение составило 5 %. Это явление связано не только с процессом вытеснения пленочной фототехники цифровой, но и с ужесточением требований к содержанию серебра в фотографических растворах (по данным Всемирной организации здравоохранения, содержание ионов серебра более 0,1 г/л считается опасным). Кроме того, свою роль в снижении туристической активности населения мира сыграли участившиеся террористические акты, повлиявшие на сокращение спроса на фотоуслуги. Использование серебра в 2005 г. сократилось на 9 % по сравнению с 2004 г. Дальнейшее снижение потребления серебра для фотографической промышленности произошло вследствие сокращения использования металла для производства цветных негативов фильмов, поскольку произошла замена на новые цифровые технологии. Вследствие этого происходит неуклонное сокращение потребления серебра для производства фотографической бумаги и для рентгеновских снимков по сравнению с 2004 г.

Потребление серебра в виде драгоценностей, посуды и столовых приборов (после роста в 2003 г. на 3,3 %) упало на 10 % в 2004 г. до 9-летнего минимума (7 698 т), а в 2005 г. возросло на 1 %

Падение спроса на ювелирные изделия и посуду в мире прежде всего произошло из-за сокращения потребления в Индии. Можно выделить несколько причин, вследствие чего произошло это падение: во-первых, проливные муссонные дожди и засухи, случившиеся в ряде районов страны, привели к уничтожению урожая, а поскольку основное население Индии проживает в сельской местности, то, потеряв основной источник дохода, население перестало покупать дорогостоящие товары, в том числе и из серебра; во-вторых, произошло существенное повышение цены на серебро (более 30 %), в-третьих, продолжается снижение интереса местного населения к традиционно потреблявшимся серебряным изделиям и повышение спроса на более модные изящные импортные товары. Если исключить из списка Индию как основного потребителя серебра, то использование этого металла мировой ювелирной промышленности в 2004 г. возросло на 3 %. При этом наибольший интерес в мире проявили страны СНГ, если в 2003 г. рост потребления серебра увеличился на 7,9 %, то в 2004 г. – более чем на 70 %. Произошел рост и в Китае на 22,3 % в 2003 г. и 19,1 % в 2004 г., а также в Тайване (соответственно 12,7 и 8 %)[1].

В то же время в других европейских странах спрос на предметы роскоши из серебра в эти годы немного сократился или остался на прежнем уровне.

Потребление серебра в электротехнике и электронике (увеличилось на 14 %), в изготовлении припоев и сплавов для сварки – на 2 %, в производстве монет – на 14,8 %, что в конечном счете не компенсировало падение потребления в фотографической и ювелирной промышленности.

Динамика изменения цен на серебро за период с 2009 по 2014 г. приводится на рис. 1.20.




Рис. 1.20. Динамика изменения цен за период с декабря 2009 по декабрь 2014 г.[2]

[1] URL: http://www.aurum79.ru/company/03compwld.html.
[2] URL: http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/286/index.html.

## 1.8. ПОТРЕБЛЕНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ КОНЪЮНКТУРЫ РЫНКА МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ

**Металлы платиновой группы** имеют не столь богатую историю, как история золота и серебра.

**Платина** – очень редкий химический элемент в природе. Она известна с древних времен (Египет, Эфиопия и др.), но получило описание как самостоятельный элемент только в 1752 г. Р. Уотсоном и Г. Шеффером, в чистом виде извлечена только в 1803 г. английским ученым У. Г. Волластоном.

Сегодня платина широко используется в ювелирной промышленности, для производства катализаторов в автомобильной промышленности, химии и нефтехимии. Сплавы с родием и иридием используются для изготовления стеклоплавильных аппаратов, фильерных питателей, проволоки, из них ткут и вяжут катализаторные сетки, изготавливают лабораторную посуду, коррозийно-устойчивую аппаратуру, электроды и т. д. Сплавы кобальт-платина применяются при производстве магнитов. В приборостроении для производства упругих элементов – торсионов, подвесок, растяжек, пружин, вибраторных лент используется сплав платины и с никелем. Все большее применение находит платина в современной медицине. Противоопухолевое средство цисплатин содержит платину, и механизм его действия связан со способностью алкилировать нити ДНК и сшивать.

**Палладий,** как и все металл платиновой группы, довольно мало распространен в природе. Но если сравнивать с другими драгоценными металлами, например с золотом, то в земной коре палладия примерно в два раза больше, чем золота. Наиболее крупные месторождения палладия, а соответственно и других металлов платиновой группы, известны и разрабатываются на Урале, в Колумбии и Австралии, на Аляске. Небольшие примеси находят палладия в золотоносных песках. Но основным поставщиком этого металла являются месторождения сульфидных руд никеля и меди. Перерабатывая эти руды в качестве побочного продукта, извлекают и палладий. Большие залежи таких руд найдены в Трансваале (Южная Африка) и в Канаде. В России разведаны богатые крупные месторождения медно-никелевых руд в Заполярье (Норильск и Талнах), что позволило найти новые возможности по увеличению добычи платиноидов, в том числе и палладия, поскольку содержание этого металла в таких рудах в три раза превышает содержание платины.

Палладий, как и все драгоценные металлы, по-своему красив, легко полируется и полностью не подвержен коррозии. Он не тускнеет на воздухе, на его поверхности не образуются ни царапины, ни трещины, а зеркальный блеск может сохраняться десятилетиями. Это обусловило особый интерес к нему ювелиров. Все большее использование в ювелирной промышленности позволило расширить сферу изделий из драгоценных металлов, обеспечив им новизну, первозданный блеск на многие годы, а сплавы палладия с индием делают его практически вечным ювелирным изделием, не подвластным времени. Этот металл широко применяется в химической и автомобильной промышленности в качестве катализаторов, во многих фармацевтических препаратах, а также, бла-

годаря своим гипоаллергенным, свойствам он широко стал применяться в стоматологии и медицине.

**Иридий** – тугоплавкий металл группы платиноидов. Эти свойства иридия обусловили его применение главным образом в виде сплавов с платиной и другими металлами. Вследствие крайне редкого залегания иридия в природе, долгие годы он выступал стратегическим металлом и накапливался большинством государств. В последнее время он стал более доступен, что послужило новым импульсом возобновления интереса. Катализаторы, изготовленные из сплавов иридия, обладают существенными дегалогенирующими свойствами. В космонавтике иридий используется для покрытия наиболее важных узлов и деталей, и в частности сопел ракетных ускорителей иридиевой пленкой. Из чистого иридия производят посуду для химической промышленности. Сплавы иридия с вольфрамом позволяют изготавливать пружины, работающие при высоких температурах, а для увеличения устойчивости к коррозии используются сплавы с платиной и палладием.

**Родий,** по внешнему виду красивый серебристый металл с голубоватым оттенком, похожий на алюминий, имеет высокую отражательную способность. Родий относится к числу наиболее редких и рассеянных элементов, находится, как правило, вместе с минералами самородной платины и содержит несколько процентов осьмистого иридия. Из-за низкого содержания родий был практически недоступен. Извлечение родия и его очистка от благородных и неблагородных металлов – крайне сложный, длительный, трудоемкий и дорогостоящий процесс. Родий можно отнести к одному из самых благородных металлов не только из-за его эффектной внешности, но из-за исключительной стойкости, не только к кислотам, щелочам, но и к царской водке.

Родий – один из самых дорогих металлов, тем не менее спрос на него опережает производство. Поэтому в основном он используется там, где другие металлы не могут быть использованы. Важнейший потребитель родия химическая промышленность. Из сплава родия с платиной изготавливают катализаторные сетки, которые используются в процессе получения азотной кислоты. Другим потребителем родия является стекольная промышленность, из сплавов родия с другими металлами делают сосуды, которые имеют высокую химическую и механическую стойкость. Данный металл является также незаменимым при производстве термопар для измерения температур, термопары позволяют измерять температуру до 1800 ºС. Родий нашел свое применение как металл, обеззараживающий воду, и в недалеком будущем найдет свое применение в лечебных целях. Предметы, сделанные из драгоценных и недрагоценных металлов, становятся очень высокоустойчивыми к износу при покрытии родием, что делает его незаменимым в ювелирной промышленности, а также в машиностроении.

**Осмий** на греческом языке означает крылатый. Осмий не растворяется в царской водке (даже кипящей), но растворяется в дымящей азотной кислоте, он тугоплавкий, твердый, но очень хрупкий. Необычность этот металла также состоит в том, что даже при обычной температуре порошок осмия соединяется с кислородом. Осмий – один из самых редких рассеянных и самый многовалент-

ный элемент таблицы Д. И. Менделеева, также наименее распространенный среди металлов платиновой группы. О ценности данного металла может служить тот факт, что 1 г очень редкого изотопа 187Os на мировом рынке ценится при легальной его продаже от 160 до 250 тыс. дол. Ученые полагают, что осмий имеет наибольшую плотность среди всех металлов.

Сфера применения осмия весьма ограничена вследствие его редкости и высокой стоимости, но применение в качестве катализатора при производстве ряда медицинских препаратов делают его незаменимым, легирующие добавки в сверхтвердых сплавах обусловили его применение в точном машиностроении. Данный металл используется для изготовления осей и опор особо точных хронографов, компасов морских судов и авиалайнеров. Сплав его с платиной используется для изготовления некоторых медицинских имплантантов.

**Рутений** обладает большой химической стойкостью и сильными каталитическими свойствами и является самым легким и самым «неблагородным» среди металлов платиновой группы. В кислотах, щелочах и царской водке компактный рутений нерастворим, но частично растворим в азотной кислоте с добавками сильных окислителей. Особенностью данного металла является легкость перехода из одного валентного состояния в другое.

У рутения немало ценных свойств и интересных характеристик. По своим механическим, электрическим и химическим характеристикам он может соперничать с платиной и золотом, но в отличие от них он хрупок. Рутений – очень редкий и рассеянный элемент.

Как платина и палладий, рутений обладает высокими каталитическими свойствами, он отличается от них высокой селективностью и избирательностью, что позволяет использовать его для синтеза разнообразных органических и неорганических продуктов. Небольшие добавки рутения увеличивают коррозийную стойкость, прочность и твердость сплава. Сплав рутения с платиной нашел применение в топливных элементах искусственных спутников Земли, а сплавы его с лактаном, церием, скандием и иттрием обладают сверхпроводимостью. Сплавы иридия и рутения позволяют измерять самые высокие температуры. Тонкие покрытия из рутения приобретают все большее значение в различных областях электроники, радио- и электротехнике, химической промышленности, в ювелирном деле.

Особенное свойство рутения сорбировать и пропускать водород с успехом может быть использовано для извлечения водорода из смеси газов и получения сверхчистого водорода.

Приведенные выше направления использования благородных металлов дают лишь общее представление о возможностях данных химических элементов, и в процессе дальнейшего их изучения постоянно открываются новые сферы и направления их использования и применения.

**Потребление металлов платиновой группы**. Около половины всех металлов платиновой группы (МПГ), включая извлеченные из вторичного сырья, используются в автомобилестроении; второй отраслью, где нашли применение

МПГ, является ювелирная промышленность, третьей – электроника и электротехническая промышленностью.

Потребление платиноидов в мире в 1997 г. росло высокими темпами на 21,2 % по сравнению с предыдущим годом, в 1996 г.– на 6,9 %, в 1995 г. – на 12,6 %. По данным аналитиков спрос на платину в 2001 г. составил 193,9 т, что на 9,8 % превысило уровень 2000 г., в 2002 г. спрос увеличился еще на 5 % и достиг уровня 203,5 т. При этом максимальное потребление данные последних лет показали, что неуклонно растет потребление МПГ в мире (без учета России), так в 2003 г. возросло по сравнению с предыдущим годом на 7,8 %, в 2004 г. – еще на 11,1 %[1].

Структура потребления МПГ и платины в 2004 г. в различных отраслях промышленности приведена на рис. 1.21 и 1.22.




Рис. 1.21. Структура использования МПГ в мире (без России) в различных отраслях промышленности и целях тезаврации в 2004 г., %




Рис. 1.22. Структура использования платины в мире (без России) В различных отраслях промышленности и целях тезаврации в 2004 г., %

[1] URL: http://www.newmount.com/en/about/history/index.asp.

В конце 90-х гг. XX в. максимально возросло потребление платиноидов в США, Канаде и Европе в связи с ужесточением экологических требований к эксплуатации автомашин. В качестве катализаторов в фильтрах выхлопных газов в автомобилях стали использоваться различные платиноиды, в первую очередь платина и палладий, а также родий. Бурные рост промышленности в Китае потребовал двойного увеличения потребления МПГ.

Из-за ограниченного поступления МПГ на мировой рынок в 1997 г. впервые в истории наблюдалось превышение спроса над предложением и дефицит достиг колоссальных размеров 65,4 т (или 14,7 % мирового спроса), в том числе платины 10,7 т (6,2 %). Причиной дефицита платиноидов в мире в 1997 г. явилось увеличение спроса на палладий, поскольку для производства катализаторов для машин потребовалось более 99,5 т палладия (как более дешевого по сравнению с платиной на тот период времени металла). Вследствие высокой стоимости платины, спрос на нее уменьшился на 13,8 % и составил 58,2 т, чем в 1996 г.

Основная причина возникшего дефицита связана с уменьшением продаж Россией, так поставки палладия сократились на 27,3 %, платины – на 43,5 %. Подобное сокращение поставок создало значительный дефицит на рынке МПГ вплоть до 2001 г. возникший дефицит даже не удалось восполнить наращиванием продаж из ЮАР. Так в 1997 г. экспорт МПГ и платины увеличился соответственно на 15,6 % и 9,4 % и дефицит только палладия составил более 65 т, что неминуемо сказалось на росте цен. Цены на палладий в начале лета достигли величины 11,4–11,6 дол./г и продолжали расти вплоть до начала 2001 г., установившись на отметке 35 дол./г. (1090 дол. за тройскую унцию). Это позволило ГМК «Норильский никель» стать по итогам 2000 г. крупнейшим производителем МПГ в России и мире, достигнув в основном преимущественно за счет палладия уровня 2 млрд дол. В следующем году объем продаж только палладия составил 1,3 млрд дол США. В 2002 г. произошло резкое сокращение поставок всего на 187 млн дол. Резкое сокращение продаж привело к падению цены на палладий до 5,46 дол./г.

Доля основных продуцентов платины и палладия в мире в 2002 г. выглядит следующим образом (в %):[1]

| | Pt | Pd |
|---|---|---|
| ГМК «Норильский никель» | 12 | 46 |
| Anglo Platinum (ЮАР) | 38 | 19 |
| Impala (ЮАР) | 22 | 11 |
| Stillwater (США) | – | 8 |
| Lonmin (Канада) | 13 | 6 |
| Inco (Канада) | 3 | – |

Дефицит платины приводит к ежегодному росту цен на этот металл, в то же время постоянный переизбыток палладия на рынке приводит к столь же постоянному снижению цен на этот металл. Изменение цен на платину за период с 2009 по 2014 г. приводится на рис. 1.23.

[1] URL: http://www.newmount.com/en/about/history/index.asp.

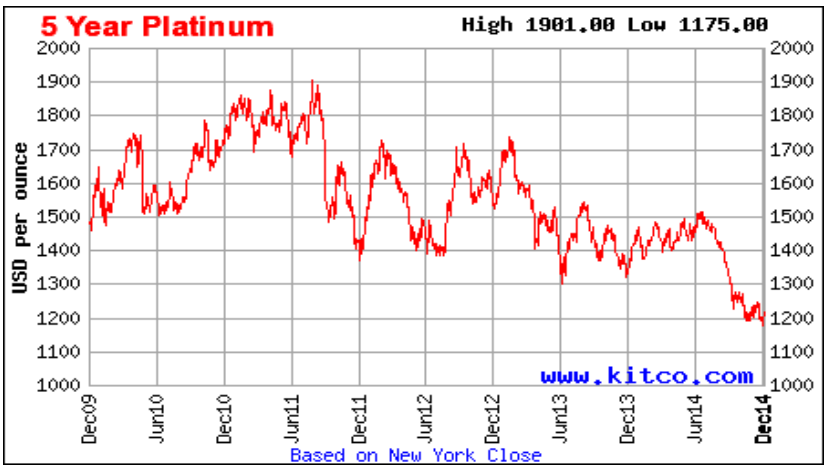



Рис. 1.23. Курс платины XPT за пять лет в долларах США за тройскую унцию[1]

Первопричиной снижения цен можно считать происходящие технологические совершенствования в автомобилестроительном секторе, потреблявшем наибольший объем МПГ. В результате взаимозаменяемости платины и палладия в производстве фильтров-нейтрализаторов и высокой цены на палладий[2], часть автомобилестроительных компаний перешла на использование более дешевого в тот период времени металла – платины. В ряде отраслей вследствие высоких цен палладий стали заменять никелем, цезием и другими металлами, и возникший дефицит был ликвидирован, что привело к резкому падению котировок на рынке.

В этой ситуации спрос на палладий со стороны автомобильной и электронной промышленности падает, так в 2002 г. закупки палладия снизились на 40 %, потребление на 13 % по сравнению с 2001 г. Кроме того резкое сокращение потребления палладия связано с заменой на платину, с активным использованием запасов, накопившихся в ряде крупных компаний, а также с совершенствованием технологии и ресурсосбережения.

Однако это обстоятельство не помешало дальнейшему наращиванию поставки палладия. Существенно возросли поставки из ЮАР и Северной Америки, кроме того, оборонное ведомство США выставило на продажу часть своих стратегических запасов, и основой продуцент МПГ ГМК «Норильский никель» реализовал около 60 т металла[3]. Вследствие указанных причин самая высокая цена на палладий была зафиксирована 2 января 2002 г. 14,15 дол./г, а после этого цена стала неуклонно падать и в декабре достигла уровня 1998 г., около 8 дол./г. И к концу 2002 г. палладий стал стоить в 2,5 раза дешевле платины, его среднегодовая цена составила 10,84 дол./г.

В 2003 г. ситуация с палладием еще более усугубилась, несмотря на возросший мировой спрос более чем на 12 %, или 181,4 т, в основном американские компании, истощив свои складские запасы, увеличили закупки палладия,

[1] URL: http://www.denga.com.ua/?id=1079&option=com_content&task=view.
[2] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/summary/ownership.asp.
[3] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/northamerica/index.asp.

но, благодаря внедрению новых, более экономичных технологий, реальное потребление его сократилось по сравнению с предыдущим годом. Но в электронной и электротехнической промышленности потребление палладия возросло до 27,8 т, или на 18 %, по сравнению с 2002 г. В стоматологии произошел спад потребления, прежде всего вследствие сокращения в Японии государственных субсидий на переработку изделий из палладия в этом секторе.

Все возрастающий спрос на палладий был сполна компенсирован предложением, ведущую роль сыграл ГМК «Норильский никель». В 2003 г. компания реализовала весь произведенный палладий, не став придерживать часть готовой продукции на складах, в результате чего поставки металла возросли на 53 % по сравнению с 2002 г. Свою лепту в положительный баланс данного металла внес и ЮАР, в результате возросшего производства этого металла в стране произошло дальнейшее падение цен на 17 % и возник профицит палладия в 32 т.

Одним из главных мировых продуцентов палладия является «Норильский никель», благодаря структуре эксплуатируемых руд запасов палладия в 4 раза больше, чем платины. Вследствие этого компания, не имея возможности в полной мере оказывать влияние на рынок этого металла, в частности на автомобильный, предпринимала различные попытки его расширить и стимулировать его развитие. Одним из шагов, предпринятых ГМК «Норильский никель», было стремление заинтересовать ювелирную промышленность в выпуске палладиевых изделий. Благодаря этому основные мировые производители ювелирных изделий Индия, Китай и США изъявили желание использовать этот металл в расширенном объеме и его популяризировать среди населения. Это возымело колоссальный успех, в 2004 г. ювелирной промышленностью было востребовано 28,6 т палладия или в 3,7 раза больше, чем в предыдущий год, при этом более 75 % было использовано в Китае, где ранее палладиевые ювелирные изделия не выпускались. Резкое увеличение объема продаж ювелирной промышленности явилось несомненной заслугой крупнейшего российского производителя.

Кроме того, «Норильским никелем» был принят еще один беспрецедентный шаг в сотрудничестве с Российской Академией наук в области водородной энергетики и топливных элементов. В этом приоритетном направлении совместной деятельности предполагается разработка новой высокотехнологичной продукции и перспективных технологических процессов, а также ключевых элементов инфраструктуры водородной энергетики на основе платиноидов, и в первую очередь палладия[1].

Но рынок практически не отреагировал на заявление «Норильского никеля», больший эффект произвело сообщение бельгийской фирмы Umicore, сделанное в апреле 2004 г., о создании новой технологии использования палладия в производстве фильторов-нейтрализаторов для дизельных двигателей. Ранее этот металл использовался в производстве фильтров для двигателей, работающих на бензиновом топливе. После появления этого заявления Umicore палладий подорожал за полтора года до уровня 10,13 дол./г, кроме того на положительную тенденцию оказали влияние китайские ювелиры. В результате увели-

[1] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/northamerica/index.asp.

чения цен на палладий и спекулятивный интерес к нему и уже к середине апреля котировки поднялись до уровня 10,84 дол./г. Но всплеск оказался кратковременным, и уже к концу месяца металл подешевел до 7,7 дол./г.

Крайне нестабильная ситуация, во многом зависящая от спекулятивных действий, подвигла к тому, что «Норильский никель» в середине 2004 г. объявил о создании собственной сбытовой сети на территории Европы, Азии и США, после чего отказался от намерения продавать своей американской дочерней компании Stillwater Mining Co палладий для реализации на рынке США. Компания сообщила, что планирует самостоятельно продавать весь палладий, произведенный в 2004 г., при этом стремясь к равномерному распределению поставок в Азию, Европу и Северную Америку[1]. Политика крупнейшего производителя МПГ, а также слабые спекулятивные действия ряда участников рынка привели к последовательному снижению цен вплоть до октября 2004 г., в октябре произошел небольшой всплеск покупательской способности и соответственно рост цен. Однако уже к концу года из-за роста предложения палладия на Лондонской бирже металлов цены снова упали вниз. Падению цен способствовало продажа Швейцарией большого объема металла из запасов Государственного казначейства (Гохрана) и Центрального банка России[2].

По итогам 2004 г. мировое потребление палладия составило 205,3 т и превысило показатель 2003 г. на 22 %, этому способствовало увеличение закупок автомобильной промышленностью более чем на 10 %, полное исчерпание запасов североамериканских потребителей, рост выпуска машин в Азии, ужесточение требований из-за экологической безопасности к выхлопным газам. Особенно это отчетливо видно на примере Европы: значительные трудности с топливом и высокие цены на нефть, стремление обеспечить более высокие требования к экологической безопасности подвигли автомобильные концерны переориентироваться с бензинового топлива на дизельное, в результате чего потребление палладия снизилось на 5 %.

Предложение же этого металла на рынке возросло на 18 % прежде всего вследствие увеличения поставок «Норильского никеля» (выпуск платиноидов в компании возрос на 4 %), а также в ЮАР и Северной Америке, но в основном за счет значительных объемов продажи палладия со складов и утилизации отработанных фильтров-нейтрализаторов. Рыночный профицит несколько сократился, но с учетом весеннего роста котировок среднегодовая цена возросла и составила 7,48 дол./г., увеличившись на 16 % по сравнению с предыдущим годом.

В начале и середине 2005 г. на рынке палладия по большому счету не происходило значимых событий, оказывающих существенное влияние на рост цен, при этом цены колебались возле отметки 6 дол./г. Лишь один небольшой всплеск, произошедший весной (в марте в течение 4 дней) был связан с появившейся в печати информация о том, что Россия в ближайшее время собирается рассекретить данные о запасах и производстве МПГ. По мнению участников

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/geita.
[2] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/Betze_Post_Mine_2004.pdf.

рынка, этот шаг должен был способствовать укреплению позиций палладия, несмотря на сохранение избытка его поставок[1].

Однако эта информация оживила рынок лишь на небольшой промежуток времени, интерес к палладию снова стал падать, цены начали снижаться, достигнув своего минимума за последние два года 4 июля в 5,53 дол./г. При этом цены на платину продолжали неуклонно расти, превысив в пять раз цену палладия. Это падение палладия было также кратковременным, уже в конце июля и до начала сентября 2005 г. за грамм палладия на ЛБМ давали 5,79–6,43 дол.

Спрос на металл со стороны автомобильных компаний в 2005 г. снова увеличится, поскольку основные автомобильные корпорации США использовали свои запасы, кроме того, высокая цена на платину не дает возможности заменить ее и впоследствии частично или полностью отказаться в пользу дешевого металла. Рост производства машин в странах Азии, а также вовлечение палладия в ювелирную промышленность, особенно Китая, приведет к росту потребления. Однако наличие больших запасов, а также непредсказуемость поставок из России делают ситуацию с палладием крайне запутанной и непредсказуемой. В подтверждение сказанного «Норильский никель» впервые открыто в конце сентября опубликовал данные о производстве МПГ за первое полугодие 2005 г. Рынок отреагировал на этот шаг ростом котировок палладия и был преодолен барьер в 6,43 дол./г, что носило единичный характер в 2005 г. но запасы Гохрана и Центробанка России остаются все еще секретными. Но ряд специалистов сходятся во мнении, что эти запасы все ещезначительны и в любой момент могут быть выброшены на рынок. Но в целом цены за 2005 г. оказалась несколько ниже, чем в 2004 г.

По оптимистическим прогнозам, в 2006 г. в результате роста мировых цен на нефть, ужесточения экологических требований к выбросам автотранспорта, количество автомобилей, работающих на дизельном топливе, будет неуклонно расти, а следовательно, возрастет интерес к палладию, кроме того, истощатся запасы ювелиров, что также благотворно повлияет на спрос на этот металл.

Конъюнктура важнейшего металла платиновой группы – платины существенно отличалась от палладия. Начиная с 2002 г., когда цены на палладий неуклонно падали, цены на платину постоянно росли, и эта ситуация продолжалась, несмотря на рост потребления, увеличение составило всего 4 % и достигло величины 218,7 т[2]. Данная ситуация продолжалась на фоне все возрастающего потребления платины для производства фильтров-нейтрализаторов на 17 %, при этом закупки возросли всего на 2,7 %, это связано с активным потреблением запасов металла. В то же время рост потребления платины в ювелирной промышленности за 2002 г. был существенен, спрос составил 87,7 т, что почти на 9 % больше, чем в 2001 г. Рост закупок связан в основном с потреблением платины китайскими ювелирами и огромным интересом к этому металлу со стороны населения страны. Вместе с тем спрос металла в электротехнической, электронной и стекольной промышленности сократился.

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/yatela.
[2] URL: http://www.aurum79.ru/company/03compwld.html.

Поставки платины возросли по сравнению с 2001 г. всего на 2 %, но и они не смогли компенсировать незначительного увеличения потребления металла. Кроме того, активно велись спекулятивные действия ряда участников рынка, зафиксировано несколько массовых закупок платины инвесторами, в то же время Швейцария выбросила на рынок 17 т металла, результатом этого явилось снижение цен только в течение января на 1,03 дол./г, в то же время до конца года цена возросла на 4,8 дол./г и составила в среднем 17,35 дол./г [1].

В 2003 г. рост цен был еще более стремителен, несмотря на сокращение дефицита на металл. Это объясняется тем, что еще очень сильны интересы ряда крупных инвесторов к платине. Ослабление позиций доллара, относительно медленные темпы увеличения стоимости ценных бумаг на мировых рынках, укрепление экономики Китая – все это подтолкнуло к вложению свободных денежных средств на приобретение платины. Весной 2003 г. была зафиксирована рекордная для платины цена в 22,85 дол./г за 23-летнюю историю ее продаж на ЛБМ[2]. Такая неустойчивая ситуация, сопровождающаяся то ростом, то падением, продолжалась практически всю весну, а в мае платина вновь стала дорожать во многом из-за большого объема закупок в инвестиционных целях. В 2003 г. промышленный спрос вырос незначительно по сравнению с предыдущим годом, ведущее место заняло потребление в автомобилестроении, было использовано 101,7 т металла, или на 26,3 % больше, чем в 2002 г., потеснив на второе место ювелирный сектор. Основной рост произошел из-за увеличения потребления американскими автоконцернами, исчерпавшими в 2002 г. основную часть своих запасов. Рост потребления платины обусловлен ростом продаж машин с дизельными двигателями на 11 %, а также все большим ужесточением экологических требований к выхлопным газам в Европе. Кроме того, дефицит был обусловлен увеличением производства легковых автомобилей в Японии, Китае, Индии.

При этом следует отметить, что в 2003 г. произошло резкое падение потребления платины в ювелирной промышленности до 78,1 т, или на 11 % к уровню предшествующего года. Из-за роста цен сократилось потребление платиновых ювелирных изделий в Китае, в Японии население предпочтение стало отдавать изделиям из золота и палладия, кроме того, выросло потребление платины, получаемой из вторичного сырья, что привело к банкротству ряда ювелирных компаний.

Положительная тенденция к использованию платины, наметившаяся в 2003 г., была обеспечена за счет поставок металла в автомобильную промышленность, по сравнению с 2002 г. потребление возросло на 2 % и составило 223,2 т. При этом обеспечение роста потребления и сокращения дефицита произошло за счет основных стран-продуцентов ЮАР (на 4 %) и России (на 7,2 %). Дефицит платины сократился более чем на треть, это способствовало росту цен, среднегодовая цена составила 22,25 дол./г, что превысило показатель 2002 г.

Рассматривая динамику потребления МПГ и платины по сферам использования, мы увидим, что не во всех отраслях наблюдается устойчивый рост,

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_NA_Helmo.asp.
[2] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/australia/index.asp.

так, в 2003 г. возросло использование МПГ в автомобильной промышленности, электронике и электротехнике, в медицинском секторе, также применяется исключительно палладий. В то же время более чем на 10 % сократились закупки для ювелирной промышленности. Причиной столь существенного сокращения закупок ювелирными компаниями явилась высокая цена на платину, как наиболее востребованная для этого производства. В то же время в следующем году 2004 г. рост потребления произошел для всех без исключения металлов платиноидов. В то же время негативная тенденция снижения потребления платины для производства ювелирных изделий продолжилась и в 2004 г. на 12,4 %, но переход многих компаний на потребление более дешевого палладия, прежде всего из Китая, привел к тому, что в целом ювелирная промышленность увеличила закупки МПГ на 12,9 %[1].

Наибольшие объемы МПГ используются в странах с развитой экономикой: в Японии, США, Канаде, Китае, России и странах Европы.

Структура потребления МПГ и платины странами и регионами мира, ведущими потребителями данной группы, включая металл, добытый из недр и произведенный из вторичного сырья, представлена на рис. 1.24–1.25[2].

В торговле МПГ объемы продаж в 2003 г. были несколько ниже, чем в предыдущем году. Поставки рафинированных платиноидов основными экспортерами сократились на 9,5 %, в том числе платины на 8 %. Это произошло из-за снижения реэкспорта Швейцарией, Великобританией и Германией, в то же время основные производители ЮАР и Россия увеличили поставки МПГ.

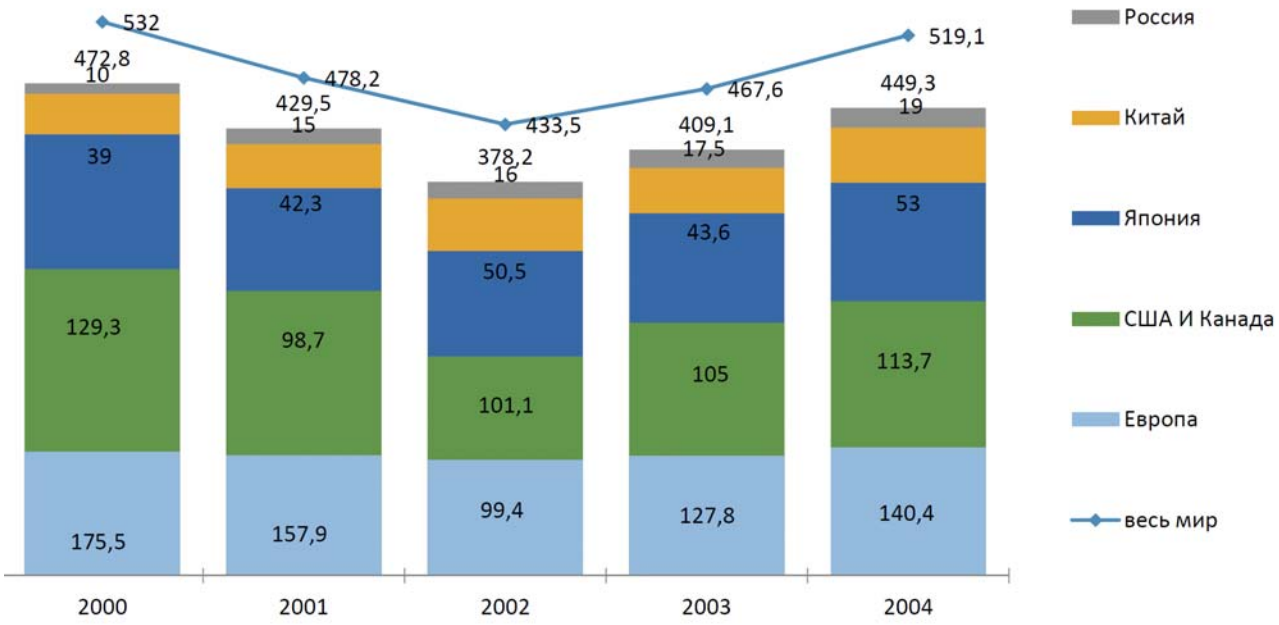



Рис. 1.24. Структура потребления МПГ странами и регионами мира в 2000–2004 гг.

[1] URL: http://www.newmount.com.
[2] Золото. 1995.

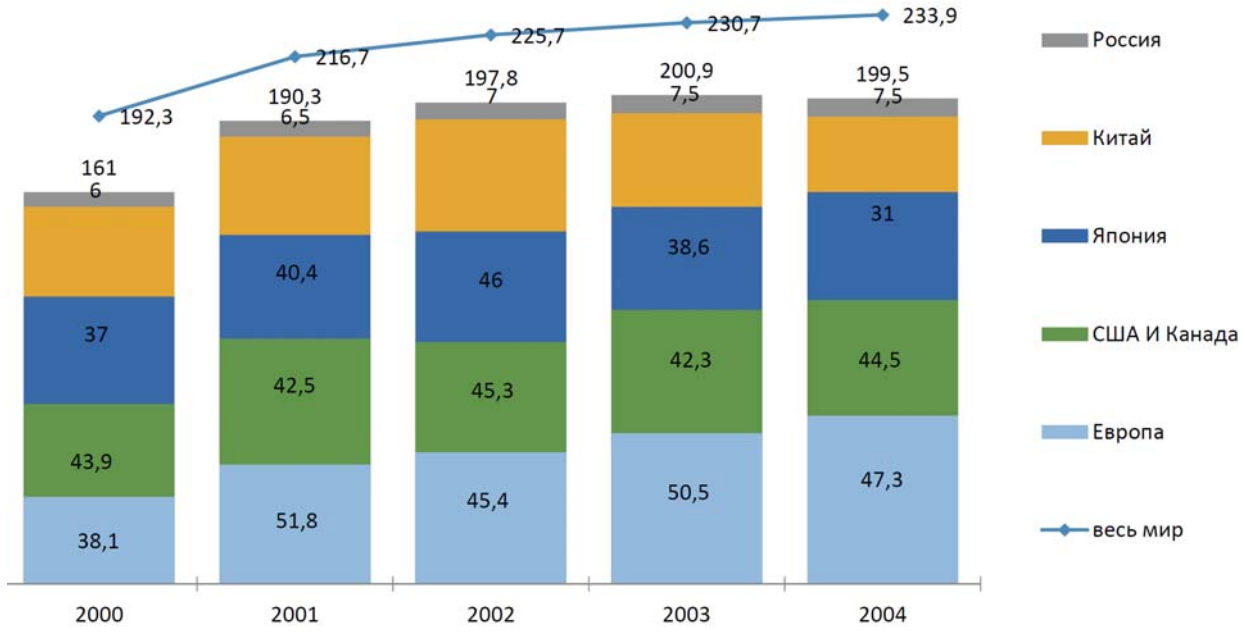



Рис. 1.25. Структура потребления платины странами и регионами мира

Динамика экспорта МПГ и платины основными странами-продуцентами и ре экспортерами в 1999–2003 гг. показывает волнообразный характер экспорта. Страны-производители немного наращивают объем продажи, в то же время у ре экспортеров наблюдается крайне неустойчивая тенденция. Особенно это ярко видно на примере 2002 г., когда Великобритания выбросила на рынок достаточно большой объем МПГ и платины (рис. 1.26–1.27)[1].

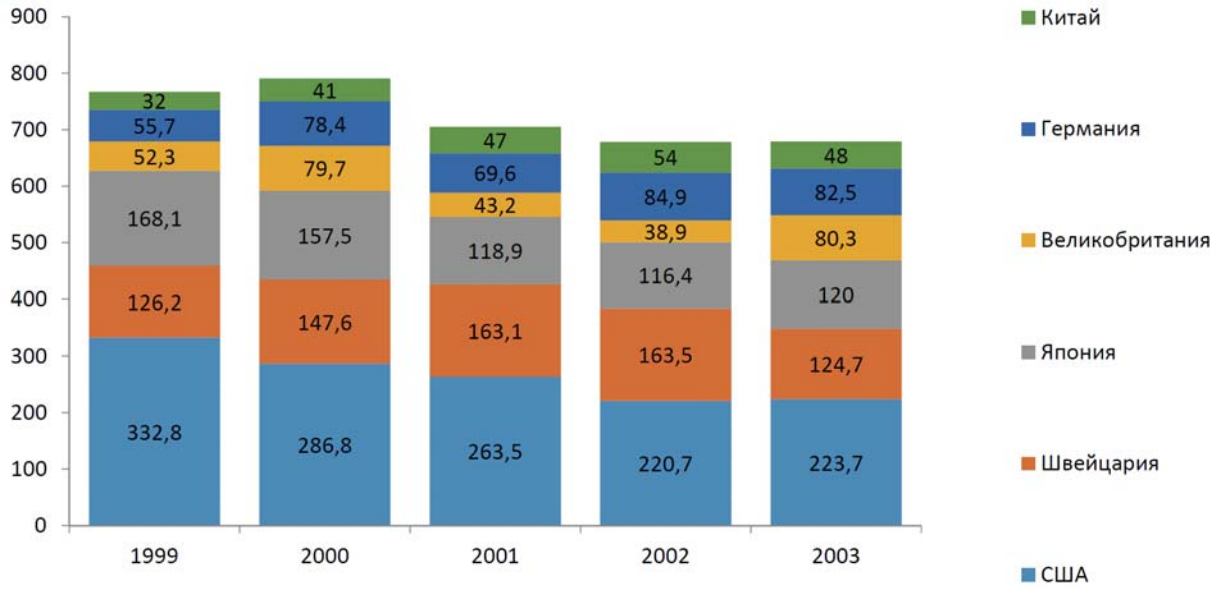



Рис. 1.26. Динамика экспорта МПГ основными странами-продуцентами и реэкспортерами, т

[1] URL: http://www.aurum79.ru/prodact/prodk/wld_tbl03.html.

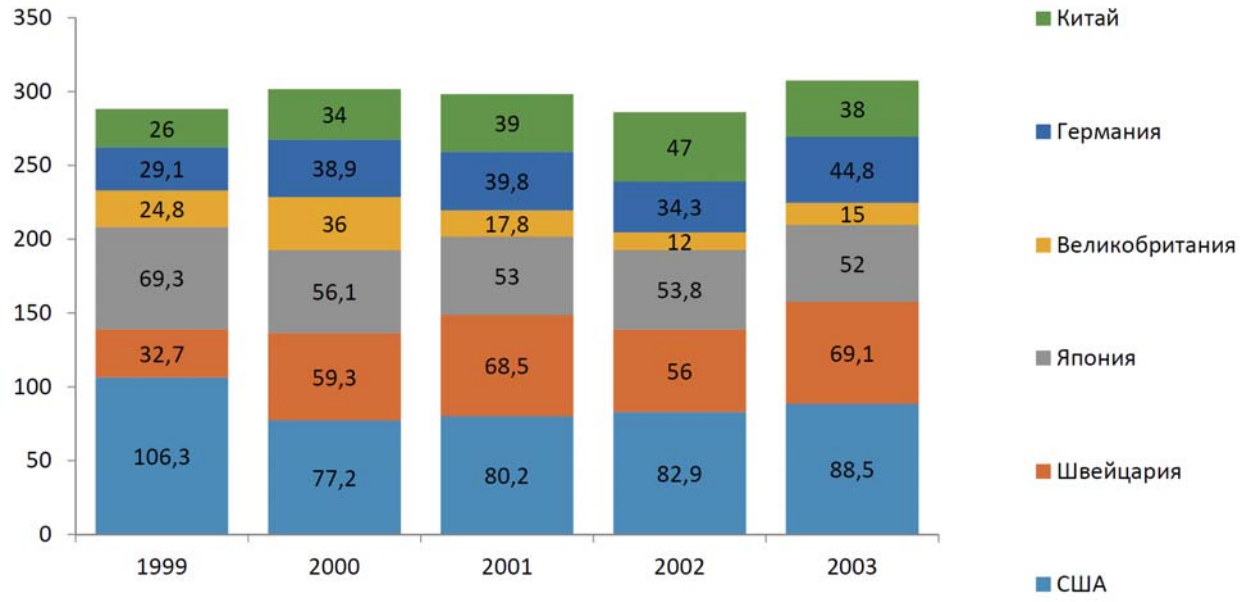



Рис. 1.27. Динамика экспорта платины основными странами-продуцентами и реэкспортерами, т

В то же время закупки МПГ основными странами-экспортерами остались в 2003 г. практически на уровне предыдущего года, а платины – выросли на 7,5 %. При этом экспорт лома и скрапа платиноидов в 2003 г. в мире, даже по неполным данным, превысил 11,2 %.

Динамика закупок МПГ и платины основными странами-экспортерами за 1999–2003 гг. приведена в табл. 1.22.

Конъюнктура и тенденции рынка двух основных металлов платиновой группы – платины и палладия – начиная с 2001 г. имеют существенное различие.

Таблица 1.22

Динамика закупок МПГ и платины основными странами-экспортерами за 1999–2003 гг.

| Страны-экспортеры | Год | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 |
| США | 332,8<br>106,3 | 286,8<br>77,2 | 263,5<br>80,2 | 220,7<br>82,9 | 223,7<br>88,5 |
| Швейцария | 126,2<br>32,7 | 147,6<br>59,3 | 163,1<br>68,5 | 163,5<br>56,0 | 124,7<br>69,1 |
| Япония | 168,1<br>69,3 | 157,5<br>56,1 | 118,9<br>53,0 | 116,4<br>53,8 | 120,0<br>52,0 |
| Великобритания | 52,3<br>24,8 | 79,7<br>36,0 | 43,2<br>17,8 | 38,9<br>12,0 | 80,3<br>15,0 |
| Германия | 55,7<br>29,1 | 78,4<br>38,9 | 69,6<br>39,8 | 84,9<br>34,3 | 82,5<br>44,8 |
| Китай | 32,0<br>26,0 | 41,0<br>34,0 | 47,0<br>39,0 | 54,0<br>47,0 | 48,0<br>38,0 |

Примечание: в числителе приведены объемы закупок МПГ, в знаменателе – платины.

Как отмечено ранее, дефицит рынка платины из года в год сокращается. Если в 2002 г. по данным[1] он составлял 15,4 т, то два года спустя сократился до 2,5 т. Это происходит на фоне все возрастающего переизбытка палладия и снижения котировок на этот металл.

Рост мировых цен на платину с 1997 по 2008 г. представлен на рис. 1.28. Платина за период с 2003 по 2007 г. подорожала на 90 %.

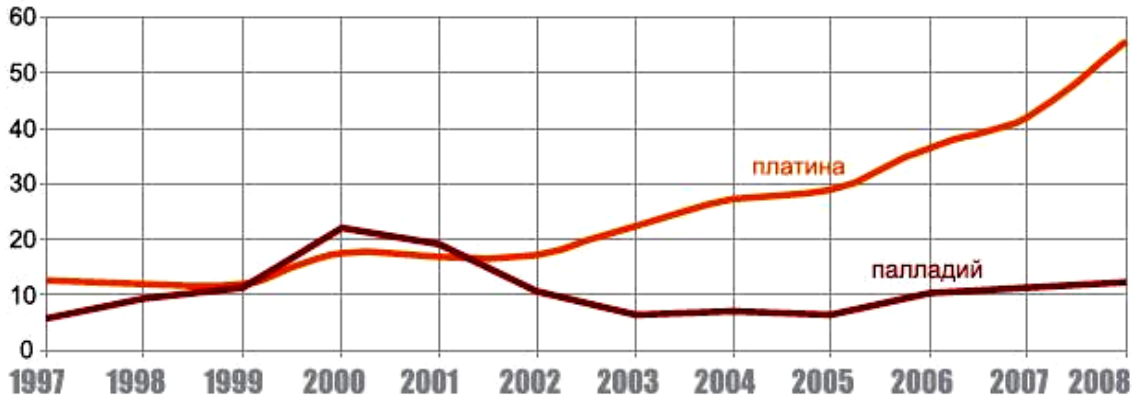



Рис. 1.28. Среднегодовые цены на МПГ в 1997–2008 гг.
на Лондонском рынке, дол./г [2]

## 1.9. МИРОВОЕ ПРОИЗВОДСТВО ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

### 1.9.1. Производство золота

В мировой истории производство золота знало периоды подъемов и падений, однако даже в условиях, когда золота перестало играть роль всемирных денег, интерес к нему не только не пропадает, но все более возрастает. Это подтверждается тем, что разработка золотоносных залежей осуществляется все с большей интенсивностью во всем мире. В промышленную разработку вовлекаются месторождения, которые прежде по соображениям горнотехнического, технологического и экономического характера считались нерентабельными для освоения, а также отвалы и некондиционные участки старых рудников и приисков, упорные концентраты и ранее бросовые промышленные продукты металлургического передела. Кроме того, в последнее время существенно расширились поиски и в новых нетрадиционных районах, особенно это относится к районам, в которых проведена переоценка, и считавшиеся некондиционными или отработанными месторождения и залежи, на разработку которых требовались значительные расходы, материальные и финансовые, переходят в разряд рентабельных.

По мнению В. Г. Лешкова, по состоянию на конец 90-х гг.

Запасы золота в месторождениях удобных для освоения в развитых и развивающихся странах оцениваются в количестве 58,2 тыс. т; в том числе в

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/Betze_Post_Mine_2004.pdf.
[2] URL: http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/286/index.html.

ЮАР – 35; США – 6,9; Бразилии – 3,9; Канаде – 2,5 и в остальных странах – 9,9 тыс. т. Структура добычи золота из недр приведена в табл. 1.23.

Таблица 1.23

Структура добычи золота по видам месторождений из недр, %

| Виды месторождений золота | Промышленно развитые страны | Развивающиеся страны |
|---|---|---|
| Собственно золоторудные месторождения | 92 | 37 |
| Комплексные руды цветных металлов (попутное извлечение) | 6 | 38 |
| Россыпи | 2 | 25 |
| Итого | 100 | 100 |

В 1950–1980 гг. ведущее место по добыче золота занимала ЮАР и СССР, на долю которых приходилось свыше 80 % мировой добычи золота.

Начиная с 80-х гг. основной центр развития золота переместился в другие страны мира. Так в США добыча возросла в 8 раз, в Австралии – в 10 раз, Канада удвоила производство золота. За этот же период мировой объем добычи золота увеличился на 46 %.

Так, в 2001 г. по сравнению с 1991 г. мировой объем добычи золота возрос на 200 % и составил 2595 т.

В последние годы объемы добычи золота значительно увеличивает Китай и выходит на первое место. Австралия добывает золота в объеме около 260–300 т и стабильно занимает второе место.

Россия вводит в эксплуатацию ряд новых золоторудных месторождений, в 2013 г. увеличивает объемы до 249 т, (по сравнению с 123 т 1996 г.) и занимает третье место, вместо шестого.

Следует отметить, что ряд стран: ЮАР, Канада, США снизили производство добычи золота (табл. 1.24).

Таблица 1.24

Крупнейшие золотодобывающие страны мира

| Страны-продуценты | Производство золота по годам, т | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1996 | 1997 | 1998 | 1999 | 2000 | 2005 | 2010 | 2013 |
| ЮАР | 497 (1) | 492 (1) | 464 (1) | 451 (1) | 428 (1) | 297 | 190 | 182 (5) |
| США | 326 (2) | 362 (2) | 366 (2) | 342 (2) | 355 (2) | 262 | 230 | 231 (4) |
| Австралия | 290 (3) | 314 (3) | 310 (3) | 301 (3) | 296 (3) | 263 | 265 | 265 (2) |
| Китай | 145 (5) | 175 (4) | 178 (4) | 173 (4) | 175 (4) | 224 | 345 | 4379 (1) |
| Россия | 123 (6) | 126 (6) | 115 (7) | 126 (8) | 142 (6) | 175 | 190 | 249 (3) |
| Индонезия | 84 (7) | 87 (7) | 124 (6) | 152 (6) | 140 (7) | 167 | 137 | 94 (8) |
| Канада | 166 (4) | 171 (5) | 165 (5) | 157 (5) | 154 (5) | 119 | 90 | 125 (7) |
| Перу | 65 (9) | 79 (9) | 94 (8) | 128 (7) | 132 (8) | 208 | 170 | 179 (6) |
| Узбекистан | 78 (8) | 82 (8) | 83 (9) | 86 (9) | 88 (9) | 78 | 90 | – |
| Гана | 49 (10) | 55 (10) | 72 (10) | 78 (10) | 74 (10) | | | 102 ( 9) |
| **Всего в мире** | **2357** | **2464** | **2636** | **2568** | **2584** | **2522** | **2500** | **3009** |

Примечание: добыча золота в мире и России составлена по данным[1].

[1] URL: http://zoloto-piter.ru/tseny_na_zoloto_za_poslednie_10_let.html.

Существует мнение, что Китай и Россия наращивают объемы добычи золота и покупают золото с целью избавиться от зависимости от доллара США и уже достигли двухсторонних договоренностей о расчетах в своих собственных валютах и уходе от доллара.

Если в 1983 г. первые десять золотодобывающих стран получили в целом 1300 т золота, в 1994 г. цифра возросла на 43 % и превысила 1860 т, то в 2001 г. рост составил 51 % и превысил 1960 т. В 2013 г доля добычи десятью ведущими странами составила 65,5 % и превысила 1971 т[1].

### 1.9.2. Производство серебра

Известно, что добыча серебра осуществлялась в Сирии около 7000 лет назад. В основном, это было самородное серебро в сульфидных рудах. Вплоть до второго века до нашей эры оно очень высоко ценилось, возможно, даже выше золота. Первые рудники основали финикийцы в Испании, на Кипре и Корсике задолго до начала нашей эры. Сейчас основную часть белого драгоценного металла получают при пирометаллургической переработке – выплавке и очистке свинца, меди. Разработка месторождений осуществляется как открытым. Так и подземным способом. Серебро из добытой руды извлекают методами амальгамации и цианирования. Абсолютно чистое серебро получают на специальных аффинажных заводах, где проводится окончательная очистка серебра.

До XIX в. главным поставщиком серебра на мировой рынок была Южная Америка. Мексика, Перу и Боливия, которые обеспечивали не менее 85-ти % мировой добычи. После появления и развития технологий промышленного извлечения из полиметаллических руд его добыча трансформировалась в глобальную индустрию, крупные источники были открыты по всему миру. Однако наиболее значительные природные запасы серебра в мире по-прежнему сосредоточены в Перу – 120 000 т.

Второе место по крупнейшим разведанным запасам с некоторых пор занимает Польша, на ее долю приходится 85 000 т. Серебро здесь является преимущественно побочным продуктом от добычи цинка и меди на крупнейших месторождениях страны в Люблине. На третьем месте находится Чили (77 000 т), затем следуют Австралия (69 000 т), пятерку лидеров замыкает Россия (68 000 т). Общие запасы серебра в мире составляют порядка 600[2].

#### *Добыча серебра и запасы серебра в России и мире*

Серебро обладает превосходными техническими характеристиками и широко используется в промышленности. Спрос на серебро превышает предложение. По оценкам аналитиков, кризисные процессы в мировой экономике в целом и на уровне национальных экономик, приведут к дальнейшей востребо-

[1] URL: http://ubiznes.ru/valuta/kurs-zolota-po-godam-doxodnost-za-desyatiletiya.html.
[2] URL: http://zolotoexpert.ru/dobycha-serebra-i-zapasy-serebra-v-rossii-i-mire.html.

ванности данного металла в технической и ювелирной промышленности, а также будет востребовано в Центральных банках.

Это будет способствовать росту стоимости и спроса на акции горнорудных компаний. Таким образом, серебро может явиться инструментом долгосрочного инвестирования и сохранения капитала. По прогнозам экспертов, в скором времени цена одной унции серебра достигнет отметки свыше 50 дол.

По данным геологической службы США[1], мировые запасы серебра составляют **512 тыс. т,** причем наибольшими запасами этого драгоценного металла обладают такие страны как

- Перу (23 %);
- Чили (14 %);
- Австралия и Польша (по 14 %);
- Китай (8 %);
- Мексика (7 %);
- США (5 %).

Самые богатые месторождения серебряных руд находятся в следующих странах:

– Перу (Arkata, Pallancata, Uchucchacua);
– Китае (Ying);
– России (Дукат, Лунное, Хакаджинское);
– Австралии (Cannington, Olympic Dam);
– Боливии (San Bartolom, Потоси);
– Марокко (Tizert, Imiter, Игудран);
– Польше (Люблинское);
– США (Greens Creek, Бьютт, Галина).

По оценкам экспертов, этих мировых запасов должно хватить еще на 22 года. Самыми крупными компаниями, добывающими серебро, являются INDUSTRIAS PENOLES, а также BHP и AURUBIS, их совокупная доля в общемировом производстве составляет свыше 25 %.

Ежегодно в мире добывается более 22 тыс. т серебра, изменение объемов добычи серебра за период с 2005 г по 2011 г. показано в табл. 1.25.

Таблица 1.25

Добыча серебра за 2005–2011 гг., т

| Страна | Год | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 | 2011 |
| Мексика | 2890 | 3000 | 3000 | 3000 | 3550 | 4000 | 4500 |
| Перу | 3190 | 3200 | 3500 | 3600 | 3850 | 3500 | 4000 |
| Китай | 2500 | 2550 | 2560 | 2600 | 2900 | 3000 | 4000 |
| Австралия | 2050 | 2150 | 1880 | 2000 | 1630 | 1700 | 1900 |
| Чили | 1400 | 1400 | 1900 | 1412 | | 1500 | 1400 |
| Россия | | | | 1800 | 1400 | | |
| Другие страны | 7270 | 7200 | 7960 | 7900 | 8470 | 8500 | 8000 |
| Всего | 19300 | 19500 | 20800 | 20900 | 21800 | 22000 | 23800 |

[1] URL: http://ubiznes.ru/top/top-5-stran-po-dobyche-serebra-v-mire.html.

В 2005 г. общий мировой объем добычи серебра составил 19 300 т, при этом 7 % добычи было обеспечено Чили, 11 % Австралией, 13 % Китаем, 15 % Мексикой, 16 % Перу, а остальные 38 % были добыты совокупно остальными странами, не входящими в перечень лидеров добычи. В 2006–2008 гг. происходит медленное наращивание добычи серебра, а соотношение объемов добычи между странами остается, примерно на том же уровне. В 2008 г. в пятерке лидеров место Чили занимает Российская Федерация, на долю которой приходится 9 % от всей добычи, доля Австралии составляет 10 %, доля Китая, как и Перу, остается неизменной (12 и 17 % соответственно). Доля Мексики снижается на 1 % и составляет 14 %. Совокупная доля второстепенных игроков остается неизменной. В 2009 г. доля добычи серебра Российской Федерации снижается на 3 % – с 9 до 6 %. В то же время доля Китая повышается и составляет 13 %, а Мексики – 16 %.

В 2011 г. первое место по добыче серебра занимает **Мексика** – 4500 т, на долю которой в 2011 г. пришлось 19 % общемировой добычи. Горнорудные компании Мексики, обладают наибольшим потенциалом развития по сравнению с компаниями других стран. Они отличаются высоким уровнем рентабельности и положительной бухгалтерской отчетностью.

Второе место в 2011 г. занимает **Перу – 4000 т,** на долю которого пришлось 17 % общемировой добычи серебра. В этой стране насчитывается 784 серебряных рудника. По состоянию на 2012 г., Перу обладает разведанными, но не добытыми запасами серебра, в количестве 120 тыс. т. Начиная с 1991 г. правительством был введен и законодательно закреплен ряд мер упрощающих и стимулирующих деятельность компаний этой отрасли. Эти меры включали в себя налоговые преференции, упрощение получения необходимых лицензий и пр.

Горнодобывающая промышленность Перу в значительной степени развивается за счет привлечения иностранных инвесторов – 75 % компаний принадлежат иностранному капиталу. Такая высокая инвестиционная привлекательность связана с либеральной стимулирующей политикой перуанского правительства. Иностранный капитал привлекает комфортная для ведения бизнеса открытая рыночная экономика Перу. При этом национальное правительство обеспечивает гарантии надежности и защиты инвесторам, а также обеспечивает для них возможность свободной репатриации капитала и прибыли из Перу в страну базирования инвестора. Власти обеспечивают условия свободного проведения финансовых операций.

Третье место в 2011 г. занимает **Китай – 4000 т,** что составляет 17 % от общемирового объема. Одними из самых перспективных проектов добычи серебра в Китае являются разведывательные работы канадской компании Silvercorp Metals Inc в районе Ин, а также разработка месторождения Фуваньсилвер в провинции Гуандун, ведущаяся компанией Mino Silver Corp.

Австралия занимает четвертое место – 1900 т, что составляет 8 % общемировой добычи серебра. Основной объем добычи серебра в стране обеспечивает район Новый Южный Уэльс (до 65 %). Далее идут Квинсленд и Тасмания.

Чили занимает пятое место – 1400 т серебра, доля в общем годовом объеме добычи составила 6 %. Однако исторически можно проследить упадок этого промысла, а также истощение наиболее доступных для добычи рудников. Основными месторождениями серебра рудники в провинциях Атакама и Антофагаста.

В 2013–2014 гг. большинство стран с крупной добычей серебра увеличили объемы, за исключением небольшого спада добычи в Китае, что объясняется сокращением добычи цветных металлов и, как следствие, связанной с ней добычи серебра в течение года. Но учитывая очевидный рост спроса на металлы во втором полугодии, часть падения производства может восстановиться к концу года. Самым заметным новым членом Большой десятки стала Гватемала, где запуск нового первичного серебряного месторождения Escobal компании Tahoe Resources, может стать одним из крупнейших в мире по объему добычи. Гватемала даже вытолкнула из списка Аргентину, страну, чье название стало синонимом серебра, несмотря на то, что та увеличила объем добычи на 12 % – до 12,8 млн унций.

Распределение мест среди первых 10 стран по добыче серебра в 2013–2014 гг. по данным *Metals Focus* приводится в табл. 1.26[1].

Таблица 1.26

Добыча серебра десятью крупнейшими добывающими странами в 2013–2014 гг., в млн унций, 1 т = 32,000 унций

| Позиция | Страна | Первое полугодие 2013 | Первое полугодие 2014 | Изменения год на год, в % |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Мексика | 72,8 | 82,8 | +14 % |
| 2 | Перу | 55,6 | 56,9 | +2 % |
| 3 | Китай | 62,3 | 54,7 | –12 % |
| 4 | Австралия | 29,7 | 30,8 | +4 % |
| 5 | Россия | 23,5 | 25,0 | +7 % |
| 6 | Боливия | 19,9 | 22,3 | +12 % |
| 7 | Чили | 18,6 | 20,2 | +9 % |
| 8 | Польша | 19,4 | 19,4 | 0 % |
| 9 | США | 17,1 | 17,9 | +5 % |
| 10 | Гватемала | 3,4 | 13,3 | +297 % |
| | Другие | 78,2 | 73,9 | –5 % |
| | **Мировой объем добычи** | **400,3** | **417,2** | **+4 %** |

Источник: Metals Focus.

Следует отметить наиболее крупные в мире компании по добыче серебра

Из приведенных в табл. 1.27 десяти крупнейших мировых серебродобытчиков только четыре можно назвать первичными производителями и почти все они добывают и другие металлы, – особенно золото, свинец и цинк, как очень важные побочные продукты без которых эти компании, вероятно, не смогли бы приносить прибыль. Специализированная британская консалтинговая компания **Metals Focus** прогнозирует дальнейший рост объемов добычи металла, в основном из-за недавнего запуска первичных серебряных месторождений, хотя

[1] URL: https://goldenfront.ru/articles/view/obnovlenie-10-krupnejshih-mirovyh-serebrodobytchikov-kompanii-i-strany.

и небольшими темпами, но предполагает, что спрос может расти еще быстрее, порождая дефицит предложения.

Таблица 1.27

Десять крупнейших мировых серебро добывающих компаний, млн унций, 1 т = 32,000 унций

| Позиция | Компания | Первое полугодие 2013 | Первое полугодие 2014 | Изменения год на год, в % |
|---|---|---|---|---|
| 1 | KGHM Polska Miedsz | 19,3 | 19,3 | 0 % |
| 2 | Fresnillo | 19,1 | 19,1 | 0 % |
| 3 | Goldcorp | 12,8 | 18,6 | +45 % |
| 4 | BHP Billiton | 20,7 | 17,3 | –17 % |
| 5 | Glencore Xstrata | 19,8 | 16,6 | –16 % |
| 6 | Polymetal | 14,0 | 15,5 | +11 % |
| 7 | Pan American Silver | 12,5 | 13,2 | +6 % |
| 8 | Cia Minera Volcan | 10,1 | 10,4 | +3 % |
| 9 | Buenaventura | 9,2 | 9,0 | –2 % |
| 10 | Coeur Mining | 8,4 | 8,5 | +1 % |
| | **Мировой объем добычи** | **400,3** | **417,2** | **+4 %** |

Источник: Metals Focus.

### *Добыча серебра в России*

По данным литературного источника[1], Россия входит в пятерку лидеров мире по запасам серебра (около 600 тыс. т). Основные районы запасов серебряной руды показаны на рис. 1.29.




Распределение запасов серебра и его прогнозных ресурсов категории $P_1$ (тыс.т) по субъектам Российской Федерации

Рис. 1.29. Распределение запасов серебра и прогнозных ресурсов категории $P_1$ по субъектам Российской Федерации, тыс. т

[1] URL: http://zolotoexpert.ru/dobycha-serebra-i-zapasy-serebra-v-rossii-i-mire.html.

Активные поиски и разработка месторождений серебряных руд в России начались XVII в. В 1701 г. на Нерчинских рудниках в Забайкалье построили первый сереброплавильный завод, чуть позже открылись рудники на Алтае. Наиболее активная добыча серебра в России началась в середине XX в., когда были освоены многочисленные месторождения Сибири и Дальнего Востока. В России разрабатывается более 100 месторождений в двадцати регионах РФ. Наиболее богатыми являются: «Дукат», «Лунное» в Магаданской области, «Хаканджинское» в Хабаровском крае. На их долю приходится почти половина от общего объема добычи серебра в России. Еще 25 % от годовой добычи приходится на Уральский регион. Другие крупные месторождения расположены в Читинской области, Красноярском крае и Якутии. Наиболее перспективным считается месторождение «Хаканджинское» в Охотском районе Хабаровского края, запасы которого оцениваются в 2,67 тыс. т серебра.

### 1.9.3. Производство металлов платиновой группы

Конъюнктура производства металлов платиновой группы определяется странами: ЮАР, Россией, Зимбабве, США и Канадой, однако, соотношение между ними далеко от равномерного: по запасам МПГ и по добыче платины в мире лидирует ЮАР (табл. 1.28).

Таблица 1.28

Добыча и разведанные запасы металлов платиновой группы, кг

| Страна | Платина | | Палладий | | Запасы |
|---|---|---|---|---|---|
| | 2009 | 2010 | 2009 | 2010 | |
| США | 3 830 | 3500 | 12 700 | 11 600 | 900 000 |
| Канада | 4 600 | 5 500 | 6 500 | 9 400 | 310 000 |
| Колумбия | 1 150 | 1 000 | н/д | н/д | * |
| Россия | 21 000 | 24 000 | 83 200 | 87 000 | 1 100 000 |
| ЮАР | 141 000 | 138 000 | 75 100 | 73 000 | 63 000 000 |
| Зимбабве | 7 230 | 8 800 | 5 680 | 6 000 | * |
| Другие страны | 2 420 | 2 400 | 9 230 | 9 800 | 800 000 |
| В мире | 181 000 | 183 000 | 192 000 | 197 000 | 66 000 000 |

Примечание: * – запасы страны включены в общемировые.

По данным источника Геологического комитета США[1] в мире ежегодно добывается около 180 т платины и 190 т палладия.

**Первое место** по добычи платины занимает ЮАР. В 2011 г было добыто 151 т. ЮАР является абсолютным лидером на мировом рынке, значительно опережая по добычи платины другие страны. Запасы ЮАР сосредоточены главным образом в уникальном платиновом комплексе Бушвельд. В ЮАР главенствует несколько компаний, которые занимаются разработкой и добычей платины: Anglo Platinum; Impala Platinum; Lonmin с шахтами в Западном Бушвельде, которая сейчас наиболее известна. К сожалению, февраль 2012 г. пока-

[1] URL: http://www.sovetnn.ru/analytics/international.html.

зал падение уровня добычи платины в ЮАР, если сравнивать аналогичный период предыдущих лет.

**Второе место** по добыче платины занимает Россия. В 2011 г. было добыто 26 т. Впервые платина была найдена на Урале в 1819 г., а в 1824 г. найдена близ Нижнего Тагила. Сейчас разработанные запасы в комплексе медно-никелевых руд распределены в Норильском рудном районе России следующим образом: Октябрьское; Талнахское; Норильск-1; Единственное месторождение платиноидных мало сульфидных руд – МС-Горизонт.

Россия использует платину не только для внутреннего потребления, но также поставляет его для разнообразных отраслей промышленности в Китай, Японию и Европу.

Основные месторождения платиноидов в России показаны на рис. 1.30.

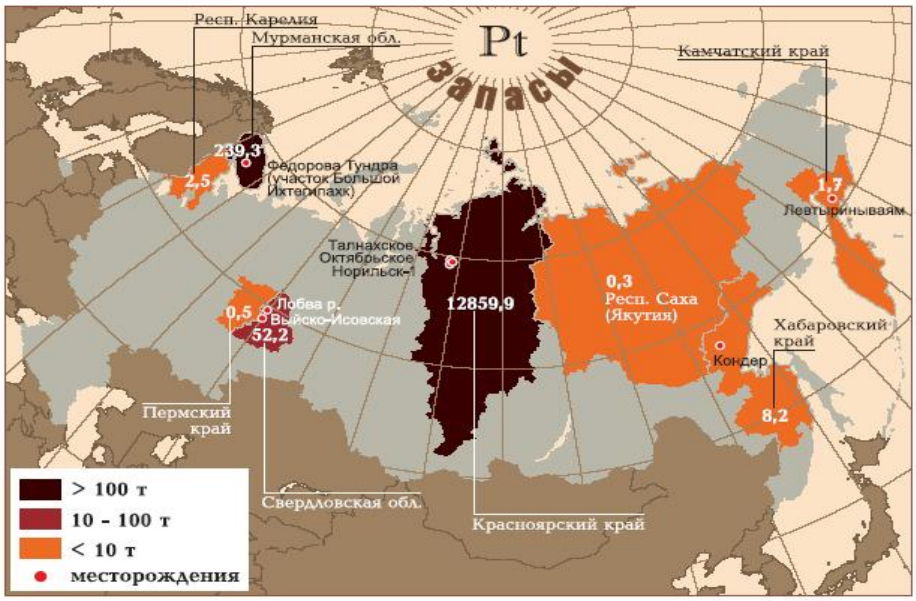



Рис. 1.30. Основные месторождения платиноидов и распределение их балансовых запасов по субъектам РФ, т[1]

Крупнейшим продуцентом МПГ в России является ОАО «ГМК "Норильский никель"», который разрабатывает комплексные сульфидные медно-никелевые месторождения Красноярского края и Мурманской области. Компанией обеспечивается почти все рудничное производство палладия и более 75 % производства платины в стране. Кроме того, добыча платины ведется на россыпях Хабаровского (АС «Амур»), Камчатского (ЗАО «Корякгеолдобыча») краев и Свердловской области.

Распределение добычи МПГ по субъектам РФ в 2007 г. представлено на рис. 1.31.

[1] URL: http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/286/index.html.

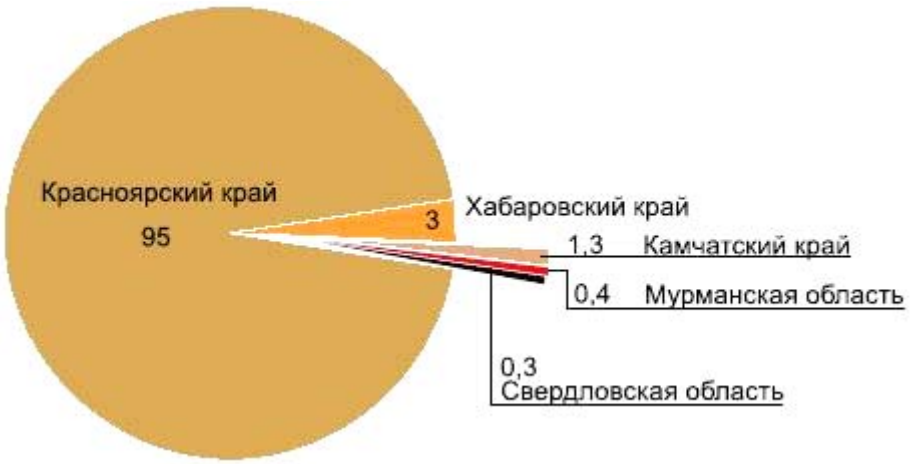



Рис. 1.31. Распределение добычи МПГ по субъектам РФ в 2007 г., %[1]

Производство рафинированных платиноидов из концентратов, поставляемых ОАО «ГМК "Норильский никель"», в основном ведет Красноярский завод цветных металлов (Красцветмет). На долю этого предприятия приходится около 95 % рафинированных МПГ, выпускаемых в России. В небольших количествах металлы производят также Екатеринбургский и Приокский (Рязанская область) заводы.

В незначительных масштабах здесь осуществляется также выпуск МПГ из вторичного сырья – лома и скрапа, в том числе получаемых при утилизации приборов военно-промышленного назначения.

Добыча платины и палладия в России в 1991–200 гг. показана на рис. 1.32.

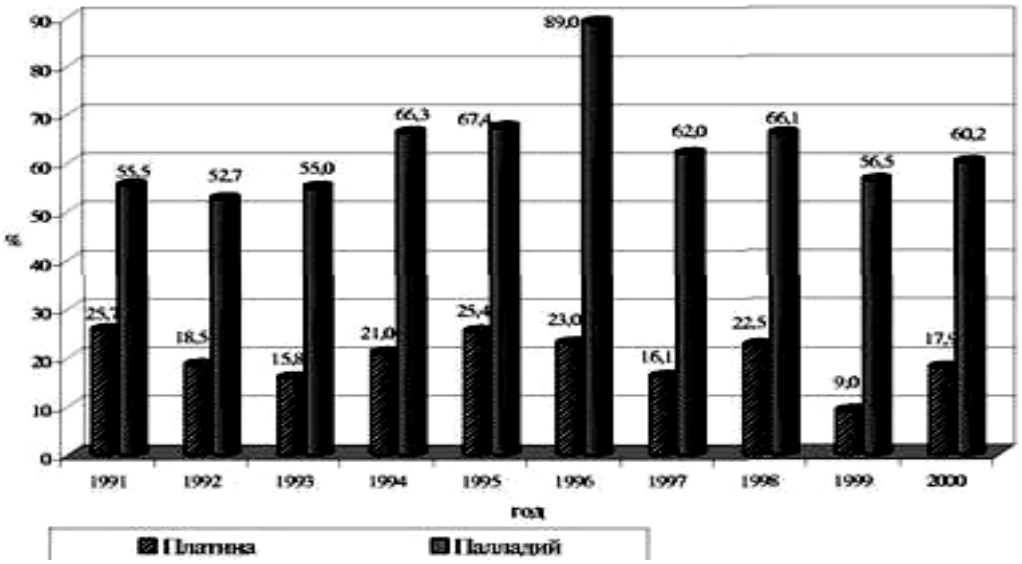



Рис. 1.32. Добыча платины и палладия в России

[1] URL: http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/286/index.html.

**Третье место по добыче платины** занимает Зимбабве, в 2011 г. объем добычи составил около 9 т. Зимбабве является одним из самых перспективных территорий по разработке и дальнейшей добычи платиноидов. Она представила почти половину объема добычи, приходящуюся на все остальные страны, кроме России и ЮАР.

Компания Johnson Matthey в Зимбабве совместно с российскими предприятиями по добыче платины Ruschrome Mining активно приступила к работам на месторождении благородного металла под название Дарвендейл.

Компания «РусХром» приступила к открытым горным работам на месторождении платины Дарвендейл в Зимбабве. Компания имеет грандиозные планы: к 2014 г. Ruschrome Mining собирается начать добычу товарной руды, которая будет перерабатывать внутри страны, в 2015 г. стартует стройка завода по обогащению руды. В любом случае Johnson Matthey прогнозируют в 2012 г. добычу платины в Зимбабве на уровне 11,5 т, что даст рост на 6–7 % в сравнении с аналогичным периодом прошлого года[1].

**Четвертое место по добыче плат**ины занимает США, в 2011 г. объем добычи составил около 6 т. Компания «Stillwater Mining Co» владеет двумя рудниками в Монтане – «Stillwater» и «East Bouder», где добывается больше всего платины. Рудники 2011 году выпустили на 7 % больше платины, чем в аналогичный период прошлого года. Компания постоянно инвестирует в проекты «Graham Creek», чтобы получить доступ к дополнительным ресурсам, и собирается закончить его в течении нескольких лет. Компания из Аляски «XS Platinum», наоборот, сдала свои позиции. Она работает с месторождениями благородного металла, которым уже более полувека, что позволяет говорить о том, что их ресурс сильно выработал себя.

**Пятое место по добыче плат**ины занимает Канада, в 2011 г. объем добычи составил около 5 т. Компания «North American Palladium» и компания Sudbury Vale из Канады предложили на мировой рынок около 6 т платины. 2010 г. стал для «NAP» годом подъема, когда она смогла переработать 1,7 т руды цветных металлов, а вот для Val время стало не очень удачным. Канадская компания Sudbury Vale в 2011 году резко сдала свои позиции. С почти 3 т предложение по платине упало до 1,7 т. «Обрушились» показатели и по палладию. Наиболее частой называют причину смерть одного из рабочих на шахте в Садбери, что повлекло за собой остановку производства.

Основными странами-импортерами платины в 2010 г. были ОАЭ и Швейцария. Также в значительных количествах платина импортируется Японией, США, Китаем, Германией и Великобританией. Данные страны ввозят более 90 % металла в денежном выражении. Если говорить об экспорте платины, главной тенденцией в мире является преобладание реэкспорта. Так, основными экспортёрами металла являются ОАЭ (с долей в общих объемах экспорта 23 %), ЮАР (17 %), Швейцария (15 %) и Великобритания (11 %).

Производство платины в 2005–2009 гг. приводится в табл. 1.29.

[1] URL: http://ubiznes.ru/top/top-5-stran-po-dobyche-platiny-v-mire.html.

Таблица 1.29

Производство платины в 2005–2009 гг., т

| Страна | Года | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 |
| ЮАР | 159,1 | 164,7 | 157,7 | 140,4 | 140,9 |
| Россия | 27,7 | 28,6 | 28,5 | 25,1 | 24,4 |
| Северная Америка | 11,3 | 10,7 | 10,1 | 10,1 | 8,1 |
| Зимбабве | 4,8 | 5,1 | 5,3 | 5,6 | 7,2 |
| Прочие | 3,6 | 3,3 | 3,7 | 3,6 | 3,5 |
| Всего производство | 206,5 | 212,4 | 205,3 | 184,8 | 184,1 |
| Утилизация (вторичное сырье) | 39,5 | 44 | 49,5 | 56,3 | 43,7 |
| Всего предложение | 246 | 256,4 | 254,8 | 241,7 | 227,8 |

Источник: URL: https://yandex.ru/images/search?img_url=http%3A%2F%2Fw1.ugmk. info%2Fimg%2F21917.gif&uinfo=sw-1600-sh-900-ww-1229-wh-663-pd-1-wp-simage&lr=63.

## 1.10. Крупнейшие золотодобывающие компании мира

Рейтинг золотодобывающих компаний на мировом рынке определяется по акциям, которые торгуются на биржах, то есть по капитализации.

### *Крупнейшие золотодобывающие компании по капитализации*

Ниже приведен рейтинг по капитализации золотодобывающих компаний мира по состоянию на 2010–2011 гг. (т)[1]:

1. Barrick Gold (Канада) – 50 млрд USD
2. GoldCorp (Канада) – 39 млрд USD
3. Newcrest Mining (Австралия) – 29 млрд USD
4. Newmont Mining (США) – 28 млрд USD
5. Kinross Gold (Канада) – 19 млрд USD
6. AngloGold Ashanti Limited (Южная Африка) – 17 млрд USD
7. Gold Fields Limited (Южная Африка) – 11 млрд USD
8. ПолюсЗолото (Россия) – 11 млрд USD
9. Yamana Gold (Канада) – 10 млрд USD
10. Agnico-Eagle Mines Limited (Канада) – 9,8 млрд USD

Рассмотрим подробнее пять крупнейших компаний рейтинга.

### *Компания Barrick Gold*

**Barrick Gold Corporation** – канадская горнодобывающая компания, мировой лидер в области добычи золота. Штаб-квартира находится в Торонто, провинция Онтарио, Канада. Компания основана в 1983 г. Акции Barrick Gold Corpotation котируются на бирже Нью-Йорка NYSE и бирже Торонто TSX, торговый символ ABX.

[1] URL: http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/286/index.html.

Компания ведет добычу золота и геологоразведочные работы в следующих странах: США, Канаде, Австралии, Перу, Чили, Аргентине, Танзании, России, Южной Африке, Пакистане, Колумбии, Папуа-Новой Гвинее и в Доминиканской Республике.

Компании Barrick Gold принадлежит 26 рудников, на которых кроме золота добываются серебро и медь. Компания также работает в направлении металлов платиновой группы и никеля.

В 2007 г. компания добыла 8,6 млн унций золота, в 2008 году – 8,06 млн унций золота, а в 2009 г. – 7,4 млн унций золота. По итогам 2010 г. компания Barrick Gold увеличила производство золота до 7,765 млн унций (241,5 т). В 2011 г. компания произвела 220,3 т золота.

Запасы золота на месторождениях компании в 2004 г. составляли 89 млн. унций (2795 т). По состоянию на 2008 г. доказанные и вероятные золотые запасы увеличились до 138,5 млн унций. В 2010 г. запасы золота компании Barrick Gold оценивались в 139,8 млн унций.

Выручка компании в 2010 г. достигла 10,9 млрд USD, чистая прибыль 3,27 млрд USD. Число сотрудников превышает 20 тыс. человек.

У компании низкие производственные затраты и долги, но при этом высокие объёмы продаж. Barrick Gold применяет инструменты срочного рынка для страхования риска снижения цены золота.

### *Barrick Gold в России*

Barrick Gold владеет 20 % акций компании Highland Gold Mining (HGM) – второй по размерам запасов золота (около 520 т) российской золотодобывающей компании.

В России HGM работает в Хабаровском крае (месторождение Многовершинное – основной золотодобывающий актив), на Чукотке (Майское), в Забайкальском крае (Тасеевское и Новоширокинское месторождения). В 2007 г. компания HGM произвела 156,4 тыс. унций золота.

Barrick Gold принадлежит 50 % в проекте разработки Pt-Pd месторождения Федорова тундра в Мурманской области.

### *Компания GoldCorp*

**Goldcorp Inc.** является одним из крупнейших мировых производителей золота. Штаб-квартира компании располагается в Ванкувере, Британская Колумбия, Канада. GoldCorp была основана в 1954 г. Ее акции торгуются на биржах NYSE (торговый символ GG) и TSX (G).

Компания занимается разведкой, разработкой и эксплуатацией месторождений драгоценных металлов в Северной, Центральной и Южной Америке: США, Канаде, Мексике, Гватемале и Аргентине, а также в Австралии.

Goldcorp добывает и продает золото, серебро, медь и другие металлы. GoldCorp имеет доли в капиталах нескольких совместных предприятий.

GG в 2010 г. произвела 2,52 млн унций золота. В планах компании в течение пяти лет увеличить производство золота на 60 %. В 2008 г. число сотрудников компании составляло более 1800 человек.

Goldcorp стремится быть не только быстрорастущей компанией с низкой себестоимостью производства золота, но и минимизировать отрицательное воздействие на окружающую среду.

### *Компания Newcrest Mining*

**Newcrest Mining** – это одна из крупнейших золотодобывающих компаний мира со штаб-квартирой, расположенной в Мельбурне, Австралия. Компания является крупнейшим производителем золота в Австралии. Акции компании торгуются на австралийской бирже ASX с торговым кодом НСМ.

Компания ведет добычу золота в Австралии, Индонезии, на Береге Слоновой Кости и в Папуа-Новой Гвинее.

В 2007 г. Newcrest произвела 1,6 млн унций золота и 89 тыс. т меди. После слияния в 2010 г. с компанией Lihir Gold объединенная компания вошла в топ-5 крупнейших мировых производителей золота с годовым производством около 2,8 млн унций.

### *Компания Newmont Mining*

**Newmont Mining Corporation**, является одним из крупнейших производителей золота в мире и самым крупным в Северной Америке. Компания основана в 1916 г. Штаб-квартира расположена в Денвере, штат Колорадо, США. Акции компании торгуются на бирже TSX под кодом NMC, а также на бирже NYSE (NEM) и входят в индекс Standard & Poor's 500.

Кроме золота, компания также производит другие металлы, включая медь и серебро. Newmont Mining ведет деятельность в следующих странах: США, Индонезии, Австралии, Новой Зеландии, Гане, Перу, Канаде, Боливии, Узбекистане, Мексике и Новой Зеландии. Почти 50 % металла производится предприятиями, расположенными в Северной и Южной Америке.

В 2010 г. Newmont Mining произвела около 5,4 млн унций золота. Ее доказанные и вероятные запасы в этом году составляли приблизительно 93,5 млн унций. Выручка компании достигла 9,5 млрд USD. С учетом подрядных организаций в Newmont Mining работает около 34 тысяч человек.

Компания постоянно уделяет внимание разработке технологических решений для улучшения всего технологического процесса производства металлов.

### *Компания Kinross Gold*

**Kinross Gold Corporation – канадская золотодобывающая компания,** основанная в 1993 г. Штаб-квартира расположена в Торонто, провинция Онта-

рио, Канада. Акции компании торгуются на бирже NYSE (KGS), а также на бирже TSX под кодом K.

Компания ведет деятельность в США, Канаде, Бразилии, России, Чили и Эквадоре. Kinross Gold участвует в разведке и приобретении золотоносных месторождений, в добыче и переработке золотосодержащих руд, а также занимается утилизацией отработанных горных пород. Доказанные и вероятные запасы оцениваются примерно в 50 млн унций золота и 100 млн унций серебра.

В компании в 2010 г. работало 7500 человек, выручка составляла 3 млрд USD, а чистая прибыль – 770 млн USD. В 2011 г. Kinross произвела 2,6 млн унций золота.

### *Kinross Gold в России*

В России Kinross Gold проводит активную стратегию, направленную на приобретение небольших золотодобывающих компаний.

Kinross разрабатывает месторождение Купол в Чукотском автономном округе. Данное месторождение приобретено путем покупки Kinross Gold компании Bema Gold, владевшей 74,99 % акций ЗАО «Чукотская ГГК» с последующей консолидацией 100 % ее акций. Благодаря этому у Kinross Gold получила лицензии на западную и восточную части Купола, а также возможность самостоятельно производить добычу золота на месторождении Двойное, где работы должны начаться в 2013 г. Первый металл Kinross Gold на месторождении Купол был получен в 2008 г.

Kinross принадлежат также 100 % акций «Аврелиус Холдинга», в который входят компании «Северное золото» и «Регионруда».

Ранее Kinross Gold разрабатывала месторождение Кубака в Северо-Эвенском районе Магаданской области, которое было продано компании Полиметалл в 2008 г.

**Крупнейшие золотодобывающие компании по объему добычи золота.**

Если принять за основной критерий **объемы добычи золота**, то десятью ведущими золотодобывающими компаниями мира в 2001 г. добыто 1167 т, что составляет 45 % от общей мировой добычи золота (табл. 1.30). Крупнейшей золотодобывающей компанией мира является транснациональная компания AngloGold (AngloGold Ltd). – ЮАР; AngloGold North America Inc. – США; AngloGold South America Inc. – Бразилия). Эта компания стабильно на протяжении нескольких последних десятилетий возглавляет список самых крупных производителей золота. Так, в 1993 г. ею добыто 283 т, в 1994 г. – 252 т, в 2001 г. – 217 т. AngloGold ежегодно добывает 75 % золота в ЮАР, а остальные 25 % – за рубежом: в Австралии, странах Американских континентов и других странах Африки.

Таблица 1.30

Крупнейшие золотодобывающие компании мира

| Компании | Страна | Объем производства по годам, т | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1993 | | 1996 | | 2001 | |
| | | добыча | место | добыча | место | добыча | место |
| AngloGold | ЮАР | 283 | 1 | 226 | 1 | 217 | 1 |
| Barrick Gold | Канада | 51 | 8 | 98 | 2 | 190 | 2 |
| Newmont Mining | США | 53 | 7 | 71 | 4 | 168 | 3 |
| Gold Fields Limited | ЮАР | 124 | 2 | 94 | 3 | 117 | 4 |
| Rio Tinto | Англия | 43 | 9 | 60 | 5 | 111 | 5 |
| Plaser Dome | Канада | 57 | 4–5 | 60 | 6 | 85 | 6 |
| Freeport-McMoRan | США | н/д | | 53 | 8–9 | 82 | 7 |
| Normandy Mining | Австралия | 22 | 13 | 45 | 12 | 75 | 8 |
| Harmony Gold | ЮАР | н/д | н/д | н/д | | 71 | 9 |
| Ashanti Goldfields | Гана | н/д | н/д | 32 | 14 | 51 | 10 |
| Gencor | ЮАР | 70 | 3 | 53 | 8-9 | н/д | |
| JCI | ЮАР | 54 | 6 | 46 | 11 | н/д | |
| Anglovaal | ЮАР | 42 | 10 | 34 | 13 | н/д | |
| Homestake | США | 57 | 4-5 | 54 | 7 | н/д | |
| RandGold | ЮАР | 42 | 11 | 47 | 10 | н/д | |
| **Всего по 10 крупнейшим мировым производителям золота** | | **834** | | **816** | | **1167** | |

Примечание: данные за 1993 г.[1]

Американская компания *Newmont Mining Corporation* на протяжении последних трех лет, включая 2003 г., занимает ведущее место среди крупнейших золотодобывающих компаний мира[2].

Компания *Newmont* была основана 1921 г. полковником Вильямом Боусе Томпсоном. Компания стала золотодобывающей с приобретением в 1929 г. рудника California's Empire Star Mine, и уже в 1939 г. *Newmont* вела добычу на 12 золотых шахтах.

Особая страница в истории компании связана с открытием золота в 1962 г. в Карлине в штате Невада. Карлинское месторождение золота явилось крупнейшим за всю историю золотодобычи в Северной Америке.

Политика превращения компании Newmont в крупнейшую в мире золотодобывающую компанию привела к целому ряду объединений и слияний. Если в 1991 г. компания занимала седьмое место среди крупнейших золотодобывающих компаний мира с годовым объемом производства 49 т, то в 1996 г. – четвертое место с годовым объемом – 71 т.

В январе 1994 г. две компании Newmont Mining Corporation и Newmont Gold Company приняли решение об объединении с целью образования мировой золотодобывающей компании. В мае 1997 г. Newmont слилась с компанией Santa Fe Pacific Gold Corp., в результате объединения появилась компания, ставшая крупнейшим производителем золота Северной Америки. В июне

[1] URL: http://www.aurum79.ru/company/03compwld.html.
[2] URL: http://www.newmount.com/en/about/history/index.asp.

2000 г. принято решение о слиянии с компанией Battle Mountain Gold, и в январе 2001 г. слияние произошло. В феврале 2002 г. к завершению подходит соглашение Newmont с компаниями Normandy Mining Limited и Franco-Nevada Mining Corporation Limited с целью превращения в крупнейшего в мире производителя золота (табл. 1.31)[1].

Таблица 1.31

Основные отделения и доля собственности компании Newmont

| Регионы основные отделения | Доля собственности компании, % | Место нахождения | Доля партнера, % |
|---|---|---|---|
| **Северная Америка** | | | |
| Невада | | Невада | |
| Carlin Open Pits | 100 | Карлин | – |
| Twin Creeks | 100 | Виннемукка | – |
| Lone Tree Complex | 100 | Уиннемакка | – |
| Carlin Underground | 100 | Карлин | – |
| Midas | 100 | Уиннемакка | – |
| **Другие** | | | |
| Golden Giant | 100 | Марахон (Онтарио) | – |
| Holloway | 84,6 | Махесон (Онтарио) | 15,35 – Teddy Bear Valley Mines |
| La Herradura | 44 | Сонора (Мехико) | 56 – Industriales Penoles SA de CV |
| **Южная Америка** | | | |
| Minera Yanacocha | 51,3 | Кахамарка (Перу) | 43,65 – Compania de Minas Buenaventura SAA, 5 – International Finance Corp. |
| Kori Kollo | 88 | Оруро (Боливия) | 12 – Mrs.Beatriz Rocabado |
| **Австрали/Океания** | | | |
| Boddington | | | |
| Golden Grove | 44,4 | Перт (Западная Австралия) | 33,33 – AngloGold, 22,22 – Newcrest Mining |
| Kalgoorlie | 100 | Яалду (Западная Австралия) | – |
| Pajingo | 50 | Калгурли (Западная Австралия) | 50 – Barrick Gold Corp |
| Tanami | 100 | Чертерс-Тауэрс (Квинсленд) | – |
| Bronzewing | 100 | Алис-Спрингс (Северная Территория) | – |
| Jundee | 100 | Уилуна (Западная Австралия) | – |

[1] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/summary/ownership.asp.

| Регионы основные отделения | Доля собственности компании, % | Место нахождения | Доля партнера, % |
|---|---|---|---|
| Wiluna | 100 | Уилуна (Западная Австралия) | – |
| Martha | 100 | Уилуна (Западная Австралия) | – |
| **Азия и Европа** | 100 | Ваихи (о. Северный, Новая Зеландия) | – |
| Batu Hijau | 45 | Сумбава (Индонезия) | 35 –Nusa Tendarra Mining Corp., 20 – PT Pukuafi Indah |
| Minahasa | 94 | Северная Сулавеси (Индонезия) | 6 – PT Tanjung Sepapung |
| Zarafshan | 50 | Зарафшан (Узбекистан) | 25 – Узбекский госкомитет по геологии и минеральным ресурсам, 25 – Навоинский ГМК |
| Ovacik | 100 | Бергама (Турция) | – |

В настоящее время компания включает 23 горных предприятия, расположенных в 11 странах на 5 материках – Северной и Южной Америке, Австралии и Океании, Азии и Европе.

Северная Америка составляет приблизительно 39 % всего мирового объема продаж компании и около 38 % ее запасов.

Крупнейшим отделением компании является Невада в США. В 2002 г. 14 открытых разрезов и 5 подземных рудников в Неваде добыли 84,6 т золота, что составило более 34,4 % общего объема производства золота компании Newmont. Если в начале разработки основная часть золота добывалась открытым способом, то в последнее время переходят на подземный способ. В 1997 г. только 16 % добывалось подземным способом, но в настоящее время это соотношение составляет около 36 %. Компания осуществляет контроль на площади 7915 км², в штате Невада, простирающемся по 80 коридорам, располагаясь в 161 км к северу от центра Невады между Карлин на востоке и Виннеммука на западе[1].

**Карлин** – старейшее отделение Newmont. В 1961 г. геологи компании начали исследовать пустынный район гор Тускарора в поисках мелковкрапленного золота, которое можно увидеть только в микроскоп.

В 1963 г. разведанные запасы золота составили 94 т. Это подтвердило возможность строительства рудника. Хотя в то время цены на золото были крайне низкими – 35 дол.

Первый открытый разрез и завод по переработке оксидов были основаны в 1965 г. Позднее было обнаружено еще несколько крупных месторождений, вошедших в так называемый Карлинский пояс (Carlin Trend), всего же Карлин

[1] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/indonesia/index.asp.

насчитывает 20 основных месторождений золота. К апрелю 2002 г. из Карлинского пояса добыто 1511 т золота. Большая же часть, а это более 373 т, была добыта открытым способом.

Рудник **Midas** находится в совместном владении с компанией Normandy Mining, в 2002 г. дал около 6 т золота, что составило 7 % объема продаж Невады. Высокая эффективность производства золота в Неваде обеспечивается гибкостью подхода к переработке золотых руд. Дальнейшие перспективы добычи золота в штате Невада позволяют поддерживать достигнутый уровень еще достаточно длительный период.

Компания может гордиться своим широким разнообразием методов переработки в любом золотоносном районе мира. Четырнадцать видов методов переработки от автоклавов и обжига до флотационных камер и кучного выщелачивания позволяют компании обеспечить более эффективное извлечение золота при различных типах руд. Подобный гибкий подход позволяет повысить извлечение и снизить издержки производства.

В южной части штата Калифорния золотодобыча ведется на руднике **Mesquite** в долине Империал (Imperial Valley). В связи с истощением запасов добыча постепенно снижается. В 2002 г. объем добычи сократился на 38 % по сравнению с 2001 г. и составил 1,8 т, а в 2003 г. предполагалось добыть 1,2 т. Часть оборудования с рудника Mesquite была отправлена на другие объекты в Неваду и Южную Америку.

Другим объектом Северной Америки является открытый карьер ***La Herradura*** в мексиканской пустыне Сонора в 400 км к юго-востоку от Мескита. В 2002 г. на карьере добыто 2 т золота при себестоимости 176 дол., в 2003 г. предполагалось добыть около 2,2 т при себестоимости 175 дол.

Канадским оператором является ***Golden Giant*** – подземный рудник, расположенный в золотоносном регионе Хелмо (Helmo), недалеко от северных берегов озера Супериор (Superior) в провинции Онтарио. В 2002 г. Golden Giant добыто 8,75 тыс. т при суммарных издержках в 196 дол. Этот небольшой процветающий рудник по прогнозам в 2003 г. произведет около 7,1 т золота. Компания Newmont разрабатывает лишь небольшой участок месторождения. В целом же месторождение вскрыто четырьмя стволами. Небольшая часть месторождения, вскрытая стволом Золотой Гигант и получившая одноименное название, принадлежит компании Newmont. Часть месторождения, вскрытая стволами Вилльямс Майн (Williams Mine Shaft) и Вилльямс «А» (Williams «А» Shaft), разрабатывается компаниями Barrick Gold (50 %) и Teck Cominco (50 %). Часть месторождения, вскрытая стволом Девил Белл (Devid Bell Shaft), принадлежит совместно компаниям Barrick Gold (50 %) и Teck Cominco также 50 %.

Еще одним канадским оператором компании является ***Holloway***, расположенный в 640 км от рудника Золотой Гигант и к востоку от Тимминс в Онтарио. В 2002 г. на руднике было добыто 3 т золота с общими затратами 204 дол. за унцию, в 2003 г. предполагается добыть 2 т, при общих издержках в 300 дол. за унцию. Более низкий уровень производства объясняется ухудшением качест-

ва руды и уменьшением объема переработки руды. Более высокая стоимость объясняется укреплением позиций канадского доллара по сравнению с 2002 г.

Компании Newmont потребовалось 10 лет, чтобы осуществить разведку вулканических островов Индонезии до того, как открыть свою первую шахту **Minahasa** в северо-восточной части острова Сулавеси в 1996 г.

Горные работы на руднике Minahasa были закончены в октябре 2001 г. Minahasa расположен в 115 км к юго-востоку от столицы провинции Манадо и в 2414 км от столицы Индонезии Джакарты на северном конце острова Сулавези Индонезийского архипелага. Объем продаж золота в 2002 г. уменьшился до 4,6 т по сравнению с 10,6 т золота в 2001 г. Ежегодное сокращение объема добычи объясняется временной приостановкой добычи руды и переработкой руды более низкого качества. В 2001 г. общие затраты на унцию составили 142 дол., а 2002 г. возросли до 218 дол. Предполагалось, что в 2003 г. объем продаж составит 3,1 т, общие затраты 260 дол. за унцию.

**Batu Hijau** крупное золотомедное месторождение на о. Сумбава было запущено в производство в сентябре 1999 г. В 2002 г. с месторождения было продано 13,2 т золота и 145,3 млн т меди. Месторождение расположено на отдаленном о. Сумбава на севере в центральной части Индонезийского архипелага в 1528 км от столицы Индонезии Джакарты. Отделение работает в виде совместного предприятия с японской горнодобывающей компанией Nusa Tengarra Mining Corporation, большая часть которой находится в собственности компании Sumitomo Corporation, и с индонезийской фирмой Pukuafu Indah. Карьер расположен на высоте 450 м над уровнем моря. Добываемая экскаваторами руда грузится на 240-тонные автосамосвалы и транспортируется на обогатительную фабрику. Полученный медный концентрат направляется в порт, расположенный в 15 км от фабрики, и отгружается в Азию, Европу и Австралию. В Batu Hijau работает около 4320 человек, 98 % составляют индонезийцы, 60 % из них проживают в близлежащих к карьеру местах[1].

Компания Newmont имеет еще три отделения в других частях планеты: Зарафшан (Узбекистан), Martha (Новая Зеландия) и Ovacik (Турция). Все вместе они произвели и реализовали 15,2 т золота при средних общих затратах 136 дол. за унцию. В 2003 г. предполагалось добыть 14,8 т при общих затратах 166 дол.

Совместное предприятие **Zarafshan-Newmont** (ZNJV) расположено в пустыне Кызыл-Кум, в 400 км к востоку от узбекской столицы Ташкент, и находится в совместной собственности трех собственников: Newmont (50 %), Государственного комитета геологии и минеральных ресурсов (25 %) и Навоинского горно-металлургического комбината (25 %). СП Zarafshan-Newmont было образовано в 1992 г. с целью переработки низкосортной руды с рудника Мурунтау, с применением четырех стадий дробления и последующим обогащением. Процесс производства начат в 1995 г. Общий объем продаж по СП в 2002 г. составил 15,9 т, что на 15 % выше, чем в 2001 г., благодаря извлечению руды более высокого качества с общими затратами 134 дол. за унцию. Рудник Мурунтау является одним из крупнейших в мире подземных рудников. На конец

[1] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/asia/index.asp.

2002 г. запасы золота составили 80,9 т, что при существующих темпах добычи позволит осуществить отработку месторождения до 2013 г.

Отделение **Ovacik** расположено в восточной Турции в 19 км от Эгейского моря и в 106 км к северу от г. Измир. Первое золото было добыто в мае 2001 г., добыче предшествовало проведение научно-исследовательских работ, получение разрешений от экологических ведомств и последующее строительство. Первоначально работы велись компанией Normandy Mining и ее предшественниками. В настоящее время Newmont владеет 100 % собственности компании. Руда добывается как из открытого карьера, так и их подземного рудника. Ежегодно перерабатывается 330 тыс. т руды на обогатительной и золотоизвлекательной фабрике. Объем продаж в 2002 г. составил 3,9 т при суммарных издержках 122 дол. за унцию, в 2003 г. предполагалось добыть 5 т при суммарных издержках 130 дол. Учитывая повышенные экологические требования, компания уделяет внимание проблемам охраны окружающей среды и водного бассейна, используя уникальные технологии. На предприятии занято около 250 работников.

Рудник **Martha** расположен в г. Вайхи в 110 км к юго-востоку от Окленда. В 1978 г. началась разработка месторождения и закончилась в 1952 г. За это время было произведено 174 т золота. После усовершенствования процесса добычи и переработки руды, а также в связи с ростом цен на золото в 1988 г. рудник был открыт повторно. В феврале 2002 г. компания Newmont приобрела рудник у компании Normandy Mining. В 2002 г. было продано золота в объеме 3,4 т при общих суммарных затратах 156 дол. за унцию. На руднике занято около 180 рабочих в основном из местного населения[1].

Компания ***AngloGold*** производит около 180 т золота ежегодно и является вторым мировым производителем золота по состоянию на 1 января 2003 г. с 19 операторами в восьми странах мира, а также намеревается расширить производство до 10 стран. Компания является участником торгов на мировых биржах, таких как Йоханнесбург (ANG), Нью-Йорк (AU), Австралия (AGG), Лондонская товарная биржа (79LK), Евронекст Париж (VA FP), Евронекст Брюссель (ANG BB). AngloGolg – частная компания. Во всех подразделениях компании работает 53 тыс. работников[2].

Наибольшее количество подразделений компании находится в Африке в трех ее частях: Южной, Восточной и Западной. В Южной Африке расположено наибольшее число подразделений: Great Noligwa, Tau Tona, Kopanang, Mponeng, Ergo, Tau Lekoa, Savuka, Moab Khotsong (ЮАР), в западной – Morila, Sadiola, Yatela (Мали), в восточной – Geita (Танзания). «Африканское» подразделение компании является крупнейшим оператором.

Крупнейшим производителем золота в AngloGold является рудник **Great Noligwa,** находящийся в собственности филиала компании AngloGold Limited. Добыча золота на руднике ведется на глубине 2400 м. Рудник расположен в 160 км к юго-западу от Йоханнесбурга, недалеко от городов Оркни и Клерксдорг в Северо-Западной провинции ЮАР. Great Noligwa дал первое золото в 1972 г. и

[1] URL: http://www.newmount.com/en/ourbusiness/southamerica/index.asp.
[2] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/greatnoligwa.

явился одним из четырех рудников компании, находящихся в районе Вааль-Рифс системы Витватерсранд. Двухступенчатая система подъема позволяет поднимать на поверхность 200 тыс. т руды в месяц, из которой извлекается 2, 434 т золота. Кроме золота, извлекают еще и уран. На руднике занято 9 100 работников, включая 770 человек, работающих по контракту (табл. 1.32)[1].

Таблица 1.32

Результаты работы рудника Great Noligwa

| Оператор компании Anglogold | Показатели работы оператора компании | Год | |
|---|---|---|---|
| | | 2001 | 2002 |
| Great Noligwa | Производство золота, кг | 31244 | 30204 |
| | Объем добычи руды, млн т | 2,5 | 2,5 |
| | Среднее содержание металла в руде, г/т | 12,34 | 12,32 |
| | Суммарные издержки, дол. за унцию | 122,0 | 144,0 |
| | Расход капитала, млн дол. | 1,2 | 3,0 |
| | Запасы, т металла | 267,5 | н/д |
| | Ресурсы, т металла | 587,8 | н/д |

Вторым по объему добычи золота является рудник **Tau Tona**. В 1943 г. компания Anglo American Corporation (AAC) приобретает право на рудник, находящийся в 17 км от рудников Blyvooruitzicht и West Driefontein, и появляется новая компания Western Deep Levels Limited. На руднике занято 5 600 работников, в том числе 280 человек по контракту. Рудник расположен в 70 км к западу от Йоханнесбурга в провинции Гаутенг. Горные работы ведутся на глубине 1800–3500 м от поверхности земли. Рудник является одним из наиболее глубоких в мире (табл. 1.33)[2].

Таблица 1.33

Результаты работы рудника Tau Tona

| Оператор компании Anglogold | Показатели работы оператора компании | Год | |
|---|---|---|---|
| | | 2001 | 2002 |
| Tau Tona | Производство золота, кг | 19 355 | 18 643 |
| | Объем добычи руды, млн т | 1,6 | 1,6 |
| | Среднее содержание металла в руде, г/т | 11,94 | 11,30 |
| | Суммарные издержки, дол. за унцию | 154,0 | 172,0 |
| | Расход капитала, млн дол. | 7,2 | 5,9 |
| | Запасы, т металла | 432,3 | |
| | Ресурсы, т металла | 538,0 | |

Рудник **Kopanang** был заложен в 1978 г. проходкой стволов и дал первое золото в 1984 г. Он находится в 160 км к юго-западу от Йоханнесбурга, недалеко от городов Оркни и Клерксдорг в Северо-Западной провинции ЮАР. Глубина разработки колеблется от 1700 до 2800 м. На добыче золота занято 6600 ра-

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/tautona.
[2] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/copanang.

ботников, в том числе по контракту 580 человек. Глубина разработки на руднике составляет 1770 м (табл. 1.34)[1].

Таблица 1.34

Результаты работы рудника Kopanang

| Оператор компании Anglogold | Показатели работы оператора компании | Год | |
|---|---|---|---|
| | | 2001 | 2002 |
| Kopanang | Производство золота, кг | 15381 | 14973 |
| | Объем добычи руды, млн т | 2,1 | 2,13 |
| | Среднее содержание металла в руде, г/т | 7,4 | 7,04 |
| | Суммарные издержки, дол. на унцию | 178 | 215 |
| | Расход капитала, млн дол. | 2,8 | 5,2 |
| | Запасы, т металла | 746 | н/д |
| | Ресурсы, т металла | 774 | н/д |

На юго-западе от Йоханнесбурга, в 65 км от него и недалеко от г. Карлтонвилла, расположен рудник **Mponeng**. В 1981 г. начались работы по заложению стволов, а первое золото было добыто в 1986 г. Рудник имеет по два вертикальных подъемных и вспомогательных ствола. Поднимаемая на поверхность руда поступает на перерабатывающий завод. Горные работы ведутся на глубине 2800 м. На руднике работают 5500 работников, в том числе по контракту 770 человек. При существующих темпах добычи рудник продолжит свое существование до 2015 г. (табл. 1.35)[2].

Таблица 1.35

Результаты работы рудника Mponeng

| Оператор компании Anglogold | Показатели работы оператора компании | Год | |
|---|---|---|---|
| | | 2001 | 2002 |
| Mponeng | Производство золота, кг | 11386 | 12489 |
| | Объем добычи руды, млн т | 1,5 | 1,6 |
| | Среднее содержание металла в руде, г/т | 7,71 | 8,05 |
| | Суммарные издержки, дол. за унцию | 223,0 | 238,0 |
| | Расход капитала, млн дол. | 29,4 | 28,9 |
| | Запасы, т металла | 152,4 | |
| | Ресурсы, т металла | 911,2 | |

Извлечение золота и урана осуществляет предприятие ***Ergo***. Оно расположено в 35 км к западу от Йоханнесбурга, близь г. Гаутенг. В период с 1950 по 1960 г. Anglo American Corporation of South Africa Limited (AAC) использовала передовую технологию переработки старых отходов отработанных илов и песков для извлечения из них золота и урана, а также для их очистки с целью получения серной кислоты. Используя эту технологию, компании East Rand Gold (ERG) и Uranium Company Limited (UCL) на руднике Ergo переработали 19 отвалов, общим объемом 378 млн т в Восточном Ранде. В июне 1998 г. компании ERG и UCL слились в единую компанию AngloGolg. Ergo золотоизвлекательная

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/mponeng.
[2] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/ergo.

фабрика была пущена в эксплуатацию в 1977 г. Производство золота, урана и серной кислоты началось в следующем году с перерабатывающей способностью в 1,5 млн т илов в месяц. В 1985 г. была пущена новая фабрика, работающая по технологии «уголь в пульпе» и являющаяся крупнейшей в мире среди фабрик, использующих эту технологию. Фабрика производит обработку отвалов илов на огромной площади восточнее Йоханнесбурга, на расстоянии 50 км с запада на восток и 30 км с севера на юг. В 2000 г. переработано 42,2 млн т отвалов и извлечено 9 969 кг золота, в 2001 г. переработано 41,3 млн т отвалов и извлечено 10 314 кг золота, при Total cash cost соответственно 242 и 215 дол. Численность работников по состоянию на конец 2001 г. составило 1150 работающих, в том числе по контракту 250 человек. Запасы составляют 69,3 млн т илов и песков[1].

Подземный рудник **Tau Lekoa** расположен в 160 км юго-западнее Йоханнесбурга, недалеко от городов Оркни и Клерксдорг. Tau Lekoa является одним из четырех рудников месторождения Вааль-Рифс. Проведение стволов начато в 1985 г. и до глубины 1 743 м пройдено к 1989 г. Первое золото добыто в 1991 г. Ежемесячно на поверхность выдается около 20 тыс. т руды. На руднике занято 4 400 работников, в том числе 700 человек работают по контракту (табл. 1.36).

Таблица 1.36

Результаты работы операторов Ergo и Tau Lekoa

| Показатели работы оператора компании | Ergo | | Tau Lekoa | |
|---|---|---|---|---|
| | 2001 | 2002 | 2001 | 2002 |
| Производство золота, кг | 10314 | 9969 | 8899 | 9783 |
| Объем добычи руды, млн т | 41,3 | 42,2 | 2,0 | 2,0 |
| Среднее содержание металла в руде, г/т | 0,25 | 0,24 | 4,42 | 4,98 |
| Суммарные издержки, дол. на унцию | 215,0 | 242,0 | 203,0 | 216,0 |
| Расход капитала, млн дол. | 0,1 | 0,5 | 2,2 | 3,0 |
| Запасы, т металла | 24,9 | | 99,5 | |
| Ресурсы, т металла | 90,2 | | 426,1 | |

Открытый карьер **Geita Gold Mine** находится в совместной собственности с компанией Ashanti Goldfilds Company Limited с соотношением 50/50 в Танзании, южнее озера Виктория. Строительство карьера обошлось в 165 млн дол. Планируется работа пяти карьеров на месторождении Geita – Nyankanda, Lone Cone, Geita Hill, Kukuluma и Matandani с возможными дополнительными спутниками разрезов. Для обеспечения электроэнергией используется семь генераторов производства Роллс Ройс. Вода с карьера откачивается по системе трубопроводов производительностью 620 м³/ч.

В настоящее время карьеры Nyankanda, Lone Cone и Kukuluma, начинающие разработку, используются как обычные открытые карьеры. За 2001 г. было произведено 17 т золота, в том числе на долю Anglogold приходится 8,5

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/geita.

т, среднее содержание металла в руде 3,7 г/т. Производственная же мощность карьера, начиная с 2001 г., в течение пяти лет должна достичь 19,6 т[1].

В совместной собственности компаний Anglogold Limited (40 %), Rendgold Resouses Limited (40 %) и Правительства Мали (20 %) находится открытый карьер **Morila**. В 2000 г. Morila становится третьим оператором в западноафриканских странах – в Мали. Карьер находится на юге страны, в 280 км на юго-восток от столицы Бамако. Morila был введен в эксплуатацию в феврале 2001 г. и до конца года было добыто 7,8 т золота при суммарных затратах 103 дол.

Площадь карьера составляет 666 тыс. м², при длине 1 190 м, ширине 820 м и глубине 196 м. Morila находится в Биримианском гидротермальном осадочно-складчатом районе, образовавшемся в результат результат компрессионно-тектонических нарушений.

Золотоизвлекательная фабрика работает по угольно-сорбционной технологии «уголь в пульпе» с использованием в качестве сорбента гранулированного активированного угля предварительным извлечением свободного золота. Фабрика имеет производственную мощность, равную 250 тыс. т руды в месяц. На карьере занято 930 работников, в том числе 550 человек работают по контракту[2].

Подземный рудник ***Savuka*** является одним из наиболее глубоких в мире, его глубина составляет 3 777 м. Удачно пройденные два ствола подтвердили репутацию Anglogold как одного из лидеров в глубоком и сверхглубоком строительстве горных выработок. Savuka находится в 76 км западнее г. Йоханнесбурга, недалеко от городов Картонвилл и Фошвилл. На руднике занято 4400 работников, в том числе 600 человек работают по контракту[3].

Открытый карьер **Sadiola** находится в совместной собственности Anglogold Limited (38 %), IAMGOLD (38 %), Правительства Мали (18 %) и International Finance Corporation (IFC) (6 %). Строительство карьера было начато в 1994 г., в декабре 1996 г. было получено в рекордно короткое время и с минимальными затратами первое золото. Значительного объема добычи карьер достиг в следующем году: 11,8 т золота. В 2001 г. на Sadiola было произведено 16,7 т золота, что на 12 % меньше, чем в 2000 г., среднее содержание металла в руде составило 3,13 г/т, существенно возросли и суммарные издержки с 131 дол. в 2000 г. до 194 дол. в 2001 г.[4]

В западной части Мали, примерно в 25 км на северо-запад от Садиолы и в 500 км на северо-запад от столицы Бамако, находится открытый карьер ***Yatela***. Предприятие является совместной собственностью Anglogold Limited (40 %), Iamgold (40 %), Правительства Мали (20 %). В феврале 2000 г. началось строительство карьера, а мае 2001 г. было получено первое золото. За второе полугодие 2001 г. на карьере было добыто 4,1 т золота, в том числе 1,63 т приходится на Anglogold. Yatela является более выгодным и экономичным, поскольку может использоваться инфраструктура, созданная на карьере Sadiola. Предполагается

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/morila.
[2] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/savuka.
[3] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/sadiola
[4] URL: http://www.anglogold.com/operational/eastwestafrica/yatela.

достичь годового объема до 37 т золота и закончить отработку карьера через пять лет. В 2001 г. извлечено 0,49 млн т руды, суммарные издержки составили 149 дол. за унцию. Предполагается перерабатывать ежегодно 2,5 млн т руды[1].

Подземный рудник **Moab Khotsong** является небольшим по объему добычи. Он расположен приблизительно в 160 км к юго-западу от Йоханнесбурга, недалеко от городов Оркни и Клерксдорг в Северо-Западной провинции ЮАР. Месторождение было открыто в 1989 г. и находится в Вааль-Риф. Горные работы были начаты в 1991 г. и, по прогнозам, продолжатся до 2015 г. Золото залегает на глубине от 2100 до 3700 м от поверхности, работы ведутся на глубине 2300 м, площадью 14–16,5 тыс./м$^2$ на шести рудничных горизонтах. Объем добычи золота составил с начала разработки 147 т золота[2].

В Северной Америке работают два оператора – Cripple Creek & Victor и Jerritt Canyon (США).

**Cripple Creek & Victor** располагается в 40 км западнее г. Колорадо-Спрингс в штате Колорадо. Предприятие находится в совместной собственности Anglogold (Colorado) (67 %) и Golden Cycle Gold Corporation (33 %)[3].

В Южной Америке работают четыре оператора – Cerro Vanguardia (Аргентина), Serra Grande, Amapari и Morro Velho (Бразилия).

Открытый карьер **Cerro Vanguardia** расположен в провинции Санта Круз северо-западнее г. Сан-Хулиан. Собственниками предприятия являются Anglogold Limited (46,25 %), Perez Companc (46,25 %) и Santa Cruz Province (7,5 %). Месторождение Cerro Vanguardia является золотосеребряным и имеет запасы около 4 млн т руды при содержании золота 8,67 г/т и серебра 125 г/т. Месторождение взято собственниками в концессию на 40 лет, площадью 514 км². На строительство карьера с января 1997 по август 1998 г. было затрачено 270 млн дол. В 2000 г. добыча руды составила 365 тыс. т, а добыча золота 4,1 т, в 2001 г. соответственно 400 тыс. т и 4,2 т золота (с учетом доли компании Anglogold в собственности предприятия). На карьере занято 460 работников, из них 160 работают по контракту.

Месторождение **Serra Grande** находится в совместной собственности компаний Anglogold Limited (50 %) и TVX Gold Inc. (Канада) (50 %), рудник управляется Anglogold. Serra Grande контролируется Anglogold на площади 15,3 тыс. га в Крихасском горном районе штата Гояс в центральной части Бразилии. Serra Grande имеет два рудника: Mina III и Mina Nova, которые в 2001 г. добыли около 3 т золота. Суммарные издержки составили 112 дол. в 2000 г. и 107 дол. в 2001 г.[4]

В Австралии работают три оператора – Boddington, Sunrase Dam и Union Reefs.

Карьер **Sunrase Dam** дал первое золото в марте 1997 г. и до конца года произвел 5,9 т при суммарных издержках 148 дол. Это создало ему репутацию

[1] URL: http://www.anglogold.com/operational/southafrica/moabkhotsong.
[2] URL: http://www.anglogold.com/operational/northamerika.
[3] URL: http://www.anglogold.com/operational/southamerika.
[4] URL: http://www.anglogold.com/operational/australia.

карьера с наименьшими издержками среди всех золотодобывающих предприятий Австралии. Sunrase Dam расположен в 220 км на северо-восток от Калгурли в Западной Австралии, локализован в Лавертонской тектонической зоне и приурочен к верхнеархейским осадочно-вулканическим толщам зеленокаменных поясов. В 2000 г. добыча золота составила 7 т, объем перерабатываемой руды – 1,81 млн т, при среднем содержании металла в руде 3,87 г/т и суммарных издержках 172 дол., в 2001 г. эти показатели составили соответственно 9,1 т золота, 2,4 млн т руды, содержание 3,81 г/т и 153 дол. На карьере занято 420 работников, в том числе 290 работают по контракту.

Карьер **Union Reefs** начал разработку в 1994 г. и первоначально был собственностью компании Acacia Resources Ltd. В декабре 1999 г. карьер был приобретен Anglogold. Union Reefs находится в 220 км юго-западнее г. Дарвин в Северной Территории Австралии. Горные работы ведутся открытым способом и сосредоточены на двух зонах минерализации. Карьер имел небольшие запасы и в ближайшем будущем будет полностью отработан. Для восстановления земель, водных ресурсов, флоры и фауны потребуется еще пять лет. В 2000 г. на предприятии было произведено 3,9 т золота, добыча руды составила 2,82 млн т при среднем содержании металла в руде 1,4 г/т и суммарных издержках 274 дол., в 2001 г. эти показатели соответственно равны: 3,5 т золота, 2,6 млн т руды, 1,36 г/т и 230 дол.[1]

В настоящее время среди крупнейших компаний мира третье место занимает **Barrick Gold** (Канада). Barrick является международной золотодобывающей компанией с работающими рудниками и карьерами, а также проектами развития в США, Канаде, Австралии, Перу, Чили, Аргентине и Танзании. В 2003 г. компания имеет четыре основных проекта развития: Alto Chicama в Перу, Cowal в Австралии, Veladero в Аргентине и Pascua-Lama в Чили и Аргентине. В период с 2005 по 2008 г. компания предполагает осуществить еще четыре проекта, а всего в планах компании более 60 проектов развития[2].

Североамериканские операторы компании являются крупнейшими, ими произведено около 105,7 т золота, что составляет 61 % суммарного объема продукции компании, при общих издержках в 193 дол. В Северной Америке находятся следующие золотодобывающие предприятия (рудники и карьеры): Round Mountain, Eskay Creek, Goldstrike, Helmo, Holt-McDermott.

Round Mountain и Goldstrike находятся Неваде (США), а Eskay Creek – в Британской Колумбии, Helmo, Holt-McDermott – в Онтарио (Канада) (табл. 1.37).

Наиболее крупным оператором компании является **Goldstrike Property**, включающий два предприятия – **Betze-Post** и **Meikle**, на долю которых приходится около 39 % производства золота компании. Открытый карьер Betze-Post Mine располагается в южной части локализованной Карлинской золотоносной провинции штата Невада. На конец 2002 г. запасы этого карьера оцениваются в 560 т. Подземный рудник Meikle Mine находится в 1,6 км от Betze-Post Mine месторождения Goldstrike Property. На конец 2002 г. запасы его оцениваются в

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_NA_Meikle.asp.
[2] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_NA_Betze_Post.asp.

120 т. Месторождение было открыто в 1989 г. в Мейклинских горах. В 2002 г. на месторождении добыто 20 т золота[1].

Открытый карьер **Round Mountain** расположен в южной части штата Невада в 96 км к северу от Тонопы. Месторождение Round Mountain находится в совместной собственности с компанией Homestake в соотношении 50/50. В 2002 г. было добыто 23,5 т, в том числе исходя из соотношения собственности на компанию Barrick приходится 11,75 т золота. На конец 2002 г. запасы месторождения составили 60 т[2].

Отделение **Helmo** объединяет два подземных рудника Williams и David Bell и открытый карьер Williams. Разрабатываемое месторождение Helmo находится в совместной собственности с TeckCominco в соотношении 50/50. Запасы месторождения, находящиеся в собственности компании, равны более 65 т по состоянию на конец 2002 г. В 2002 г. компания с данного месторождения произвела 8,36 т золота, при суммарных затратах 224 дол. за унцию. В 2003 г. предполагается добыть 7,9 т золота при суммарных затратах 231 дол. за унцию. Снижение объема продукции и рост затрат обусловлен ухудшением горно-геологических условий и углублением подземных горных работ[3].

Подземный рудник **Eskay Creek** расположен в северной части Британской Колумбии в 80 км севернее г. Стеварт. Месторождение Eskay Creek является золотосеребряным, и по состоянию на 31 декабря 2002 г. запасы золота составили 45 т, серебра – 2000 т. Первую продукция рудник дал в 1995 г., для него характерным были большие ресурсы и низкая себестоимость. В 2001 г. компания Barrick приобрела 100 % собственности данного месторождения у компании Homestake (табл. 1.37)[4].

В Южной Америке компания имеет три золотодобывающих предприятия Pierina и Alto Chimana в Перу и Pascua-Lama&Veladero в Чили и Аргентине.

Таблица 1.37

Основные показатели деятельности
североамериканских операторов компании Barrick Gold

| Операторы компании | Основные показатели оператора | Год | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 |
| **Goldstrike** | Добыча золота (рудник), т | 25,06 | 22,16 | 19,91 | 17,16 |
| | Добыча золота (карьер), т | 51,21 | 48,2 | 43,85 | 48,5 |
| | Добыча руды (карьер), млн т | 111 | 154 | 143 | 142 |
| | Вскрыша, млн т | 132 | 137 | 128 | 132 |
| | Суточная добыча (карьер), тыс. т | 401 | 433 | 401 | 398 |
| | Добыча руды (рудник), млн т | 1257 | 1372 | 1635 | 1622 |
| | Суточная добыча (рудник), т | 3433 | 3770 | 4504 | 4523 |
| | Объем обогащения (рудник), тыс. т | 1239 | 1375 | 1638 | 1621 |
| | Объем обогащения (карьер), тыс. т | 7438 | 9187 | 10322 | 10041 |

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_NA_Meikle.asp.

[2] URL:http://www.goldfields.co.za/def_main.asp?PathId=Profile/Operations/International/Ghana/Tarkwa_Damang_main.

[3] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_NA_Eskay_Creek.asp.

[4] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/Betze_Post_Mine_2004.pdf.

| Операторы компании | Основные показатели оператора | Год | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 |
| | Процент извлечения (рудник), % | 92,9 | 93,0 | 91,3 | 88,3 |
| | Процент извлечения (карьер), % | 87,5 | 85,1 | 83,3 | 82,0 |
| | Суммарные издержки (рудник), дол. | 117 | 147 | 198 | 253 |
| | Суммарные издержки (карьер), дол. | 195 | 215 | 228 | 233 |
| **Round Mountain** (50 %) | Добыча золота – всего, т, в том числе | 19,91 | 23,23 | 23,51 | 24,42 |
| | производство Barrick Gold | 7,58 | 11,62 | 11,76 | 12,21 |
| | Добыча руды, тыс. т | 38498 | 35458 | 30200 | 22485 |
| | Суточная добыча, тыс. т | 191 | 192 | 173 | 134 |
| | Объем обогащения, тыс. т | 3387 | 3702 | 3664 | 2710 |
| | Суточный объем обогащения, т | 9287 | 10143 | 10038 | 7425 |
| | Процент извлечения, % | 83,1 | 83,7 | 84,6 | 85,7 |
| | Суммарные издержки, дол. | 202 | 187 | 187 | 173 |
| **Hemlo** (50 %) | Добыча золота – всего, т, в том числе | 19,67 | 19,66 | 16,73 | 16,66 |
| | производство Barrick Gold | 9,48 | 9,56 | 8,47 | 8,33 |
| | Объем добычи руды (рудник), тыс. т | 2616 | 2679 | 2582 | 2400 |
| | Объем добычи руды (карьер), тыс. т | 739 | 1214 | 1203 | 1703 |
| | Объем обогащения, тыс. т | 3247 | 3849 | 3812 | 3942 |
| | Суточный объем обогащения, т | 8897 | 10546 | 10445 | 10890 |
| | Процент извлечения, % | 94,8 | 93,1 | 94,7 | 94,9 |
| | Суммарные издержки, дол. | 190 | 196 | 224 | 226 |
| **Eskay Creek** | Добыча золота, т | 10,36 | 9,98 | 11,16 | 10,97 |
| | Добыча серебра, т | 458,4 | 480,62 | 552,4 | 527,7 |
| | Добыча руды, тыс. т | 212 | 230 | 254 | 246 |
| | Среднее содержание золота в руде, г/т | 53,0 | 48,5 | 43,5 | 40,4 |
| | Среднее содержание серебра в руде, г/т | 2238 | 2226 | 2174 | 1943 |
| | Суточная добыча, т | 581 | 630 | 696 | 674 |
| | Объем обогащения, тыс. т | 96 | 108 | 128 | 127 |
| | Суточный объем обогащения, т | 263 | 296 | 350 | 347 |
| | Процент извлечения золота, % | 89,4 | 89,8 | 92,5 | 88,9 |
| | Процент извлечения серебра, % | 91,1 | 92,4 | 93,2 | 93,4 |
| | Суммарные издержки, дол. | 19 | 49 | 40 | 52 |

Примечание: данные посчитаны по[1].

Открытый карьер ***Pierina*** расположен в Западных Кордильерах в северо-центральной части Перу. Карьер дал первую продукцию в ноябре 1998 г., и суммарная добыча составила 121 т золота при прямых издержках в 51 дол., 2002 г. явился рекордным годом: было произведено 28 т золота (табл. 1.37). В 2003 г. планируется произвести на 30 % больше, чем в 2001 г. Вторым перуанским оператором компании является ***Alto Chimana***. Следует отметить, что это новое перспективное месторождение, вовлекаемое в разработку, имеющее запасы 110 т и прогнозные ресурсы более 200 т. Предполагается, что годовая добыча не будет превышать 15,5 т[2].

Месторождения ***Pascua-Lama&Veladero***, расположенные на границе Чили и Аргентины, являются одними из крупнейших и в то же время находятся в неразвитом регионе мира, имеют общие запасы около 800 т. Месторождение

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_SA_Pierina.asp.
[2] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_SA_Alto_Chicama.asp.

***Veladero*** в 2002 г. находилось в стадии дальнейшего изучения и сооружения коммуникаций.

Капитальные вложения для строительства оцениваются в 425 млн дол. Разведанные запасы руды этого месторождения составляют 254 млн т, при среднем содержании 1,15 г/т руды, и запасы оцениваются в 290 т металла. Предполагается добыча золота только с 2006 г. при ежегодной добыче около 16 т в течение 13 лет. Месторождение Pascua-Lama, более значительное по запасам, также находится в стадии разведки и строительства. Предполагается получить первое золото только в 2008 г. в объеме 24 т в год и с достаточно низкими прямыми затратами[1].

Показатели работы карьера Pierina Mine представлены в табл. 1.38.

Таблица 1.38

Основные показатели деятельности карьера Pierina Mine за 2001–2003 гг.

| Основные показатели | Год | | | |
|---|---|---|---|---|
| | 2000 | 2001 | 2002 | 2003 |
| Добыча золота, т | 25,55 | 28,33 | 27,93 | 28,35 |
| Добыча горной массы, тыс. т | 30712 | 30742 | 32311 | 39501 |
| Суточная добыча, т | 85787 | 84225 | 90004 | 108222 |
| Добыча руды, тыс. т | 9654 | 10968 | 13502 | 15786 |
| Суммарные издержки, дол. за унцию | 43 | 40 | 80 | 83 |

На Африканском континенте основные объекты находятся в Танзании **Tulawaka и Bulyanhulu (**табл. 1.39)[2].

Таблица 1.39

Основные показатели деятельности рудника Bulyanhulu за 2001–2003 гг.

| Основные показатели | Годы | | |
|---|---|---|---|
| | 2001 | 2002 | 2003 |
| Добыча золота, т | 7,51 | 11,08 | 9,75 |
| Добыча руды, тыс. т | 454,7 | 943,6 | 944,5 |
| Суточная добыча, т | 1690 | 2585 | 2602 |
| Объем обогащения, тыс.т | 777,9 | 1075,2 | 979,9 |
| Суточный объем обогащения, т | 2892 | 2946 | 2700 |
| Процент извлечения, % | 82,3 | 86,1 | 88,1 |
| Суммарные издержки, дол. | 197 | 198 | 246 |
| Суммарные производственные издержки, дол. | 295 | 300 | н/д |

Основными объектами в Австралии являются Plutonic, Lawlers, Darlot и Kalgoorlie (табл. 1.40).

На месторождении ***Kalgoorlie*** находятся два рудника: первый – ***Super Star***, крупнейший золотодобывающий рудник Австралии, и второй – подземный рудник Mt.Charlotte. Они расположены в 580 км восточнее г. Перт в провинции Западная Австралия. В декабре 2001 г. компания приобрела часть собственности (50 %) данного месторождения у компании Homestake. Подземный

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/Bulyanhulu_2004.pdf.
[2] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_AS_Kalgoorlie.asp.

рудник ***Mt. Charlotte*** предполагалось закрыть в декабре 2001 г., но он еще действовал в течение 2002 г. Один из крупнейших австралийских золотодобывающих подземных рудников Mt.Charlotte после сорокалетней работы прекратил свое существование. На руднике Mt.Charlotte было произведено 93 т золота. Карьер Mt.Charlotte находится в стороне от закрывшегося рудника и имеет следующие параметры: длину 4,3 км, ширину – 1,4 км и глубину разработки – 600 м.

Таблица 1.40

Основные показатели деятельности
австралийских операторов компании Barrick Gold

| Операторы компании | Основные показатели оператора | Год | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003[1] |
| **Plutonic** | Добыча золота, т | 7,35 | 7,86 | 8,94 | 9,56 | 10,39 |
| | Добыча руды (карьер), тыс. т | 452 | 976 | 1299 | 1368 | 1131 |
| | Вскрыша, тыс. т | 7223 | 9835 | 10029 | 13233 | 12829 |
| | Суточная добыча (карьер), т | 21027 | 29618 | 31035 | 36255 | 35149 |
| | Добыча руды (рудник), тыс. т | 826 | 867 | 806 | 1056 | 1351 |
| | Суточная добыча (рудник), т | 2262 | 2376 | 2208 | 2894 | 3700 |
| | Объем обогащения, тыс. т | 3344 | 3347 | 3496 | 3532 | 3010 |
| | Суточный объем обогащения, т | 9162 | 9169 | 9577 | 9677 | 8247 |
| | Процент извлечения, % | 86,0 | 89,1 | 91,3 | 89,5 | 89,9 |
| | Суммарные издержки, дол. | 211 | 198 | 166 | 184 | 193 |
| | Суммарные производственные издержки, дол. | 319 | 246 | 211 | 222 | н/д |
| **Lawlers** | Добыча золота, т | – | 3,15 | 3,23 | 3,52 | 3,09 |
| | Добыча руды (карьер), тыс. т | – | – | – | 52 | 7 |
| | Вскрыша, тыс. т | – | – | – | 3978 | 407 |
| | Суточная добыча (карьер), т | – | – | – | 11040 | 1134 |
| | Добыча руды (рудник), тыс. т | – | 517 | 628 | 716 | 783 |
| | Суточная добыча (рудник), т | – | 1416 | 1722 | 1968 | 2022 |
| | Объем обогащения, тыс. т | – | 729 | 775 | 718 | 806 |
| | Суточный объем обогащения, т | – | 1998 | 2123 | 1968 | 2208 |
| | Процент извлечения, % | – | 95,9 | 95,2 | 97,3 | 96,2 |
| | Суммарные издержки, дол. | – | 214 | 191 | 179 | 249 |
| **Darlot** | Добыча золота, т | 3,52 | 3,95 | 3,89 | 4,53 | 4,51 |
| | Добыча руды (рудник), тыс. т | 733 | 784 | 794 | 840 | 871 |
| | Суточная добыча (рудник), т | 2010 | 2147 | 2176 | 2301 | 2386 |
| | Объем обогащения, тыс. т | 760 | 768 | 806 | 849 | 871 |
| | Суточный объем обогащения, т | 2081 | 2105 | 2209 | 2347 | 2386 |
| | Процент извлечения, % | 96,1 | 96,8 | 96,5 | 97,2 | 97,1 |
| | Суммарные издержки, дол. | 198 | 192 | 172 | 168 | 176 |
| | Суммарные производственные издержки, дол. | 236 | 236 | 219 | 215 | 229 |
| **Kalgoorlie (50 %)** | Добыча золота, т | 11,20 | 12,25 | 11,95 | 11,20 | 13,56 |
| | Добыча руды (карьер), тыс. т | 10391 | 14652 | 14427 | 16165 | 16447 |
| | Вскрыша, тыс. т | 59408 | 76959 | 76821 | 75678 | 80907 |
| | Суточная добыча (карьер), т | 19230 | 250990 | 249994 | 251623 | 266723 |
| | Добыча руды (рудник), тыс. т | 1686 | 1388 | 1353 | 805 | 1228 |
| | Суточная добыча (рудник), т | 4619 | 3803 | 3707 | 2207 | 3363 |

| Операторы компании | Основные показатели оператора | Год | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1999 | 2000 | 2001 | 2002 | 2003[1] |
| | Объем обогащения, тыс. т | 11669 | 13822 | 13192 | 14101 | 14342 |
| | Суточный объем обогащения, т | 31972 | 37868 | 36142 | 38634 | 39294 |
| | Суммарные издержки, дол. | 235 | 189 | 203 | 222 | 209 |
| | Суммарные производственные издержки, дол. | 276 | 237 | 252 | 279 | н/д |

Примечание: все показатели приняты с учетом доли собственности компании в 50 %.

Запасы на конец 2002 г. оцениваются в 175 т. В 2002 г. на карьере добыто 22,4 т, исходя из соотношения собственности компании на долю Barrick приходится 11,2 т. при суммарных издержках в 222 дол. В 2003 г. предполагалось добыть 21,4 т (10,7 т – компании Barrick) при суммарных издержках в 237 дол. Снижение объема добычи и рост затрат произойдет вследствие углубления карьера[1].

Месторождение **Plutonic** расположено в провинции Западная Австралия и приурочено к осадочно-вулканогенным толщам зеленокаменных поясов, добыча ведется открытым и подземным способом. Запасы месторождения на конец 2002 г. составили 78 т. Компания Barrick приобрела Plutonic в декабре 2001 г. путем слияния с компанией Homestake. В 2002 г. Plutonic дал 9,6 т золота при суммарных издержках в 184 дол., в 2003 г. объем добычи снизился до 9,2 т при суммарных издержках в 194 дол. Снижение объема добычи и рост затрат также произойдет вследствие углубления карьера[2].

Подземный рудник **Darlo*t*** расположен в Западной Австралии и находится в зонах, приуроченных к осадочно-вулканогенным толщам зеленокаменных поясов. В 2002 г. добыча составила 4,5 т золота при суммарных издержках в 168 дол. На следующий год предполагалось добыть 4,4 т золота при суммарных издержках в 176 дол[3].

Подземный рудник **Lawlers** расположен в Западной Австралии и находится в зонах, приуроченных к толщам зеленокаменных поясов. В 2002 г. добыча составила 3,5 т золота при суммарных издержках в 179 дол. На следующий год предполагалось добыть 3,45 т золота при суммарных издержках в 213 дол. Запасы по состоянию на конец 2002 г. составляли 15,8 т золота. Компания Barrick приобрела Lawlers в декабре 2001 г. путем слияния с компанией Homestake[4].

В число ведущих золотодобывающих компаний мира входит южноафриканская компания **Gold Fields** (Gold Fields Ltd; Kloof Gold Mining Co.Ltd.) (данные о компании использованы из сайтов компании[5]. Компания имеет предприятия в Африке, Австралии. Южноафриканский оператор является крупнейшим в компании и играет ведущую роль в развитии промышленности ЮАР. В 2002 г. компания произвела 138,7 т золота и обладает запасами золота, равными

[1] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_AS_Plutonic.asp.
[2] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/1_02_04_01_AS_Darlot.asp.
[3] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/Plutonic_2004.pdf.
[4] URL: http://www.barrick.com/1_Global_Operation/Plutonic_2004.pdf.
[5] URL: http://www.goldfilds.co.za.

2535 т. В компании занято около 48 тыс. работников, включая работающих по контракту.

Южноафриканские операторы включают в себя рудники: Driefontein, Kloof, Beatrix. К другим международным операторам относятся предприятия, находящиеся в Гане и Австралии, а также Arctic Platinum Partnership в Финляндии.

Оператор Gold Fields Ghana Limited является собственностью Gold Fields Limited (71,1 %), IAMGold канадская компания (18,9 %) и Правительство Ганы (10 %) владеют карьером Tarkwa. Карьер Damang находится на территории Ганы, был запущен в январе 2002 г.

Австралийский оператор включает два предприятия St Ives и Agnew, находящиеся в Западной Австралии.

Помимо золота, Gold Fields участвует в добыче платины в Финляндии. Arctic Platinum Partnership является совместным проектом, основанным на частном капитале финской компании Outokumpu Oyj и Gold Fields ЮАР. В августе 2003 г. Gold Fields приобрели 49 % акций у компании Outokumpu Oyj.

У компании много проектов, которые связаны с объектами в Африке, Австралии, Европе, Южной и Северной Америке[1].

Ниже приведем краткую характеристику основных объектов компании.

Крупнейшим производителем группы Gold Fields является комплекс предприятий **Driefontein.** Driefontein расположен в 70 км юго-западнее г. Йоханнесбурга, рядом с г. Карлтонвилл провинции Гаутенг ЮАР. В состав комплекса предприятий входит рудник с девятью стволовыми системами и три золотоизвлекательные фабрики. Горные работы ведутся на глубине от 800 до 3400 м. Всего на комплексе предприятий занято 16600 человек. Driefontein Consolidated Limited был образован путем слияния двух компаний West Driefontein (созданный в 1952 г.) и East Driefontein (созданный в 1972 г.). В мае 1999 г. Gold Filds приобрел Driefontein Consolidated Limited (табл. 1.41).

Золотая минерализация на разрабатываемом месторождении приурочена к двум рудным телам Карбон Лидер Риф (CLR) и Вентерсдорф Контакт Риф (VCR), расположенным на глубине от 1 до 4 тыс. м от поверхности земли. В то же время основным источником пополнения ресурсов Driefontein является Миддельвлей Риф (MR). Учитывая размеры ресурсов месторождения, при условии ежегодной добычи, равной 18 т металла, предполагается отработать месторождение Driefontein к 2016 г. Поскольку рядом располагается месторождение Tau Tona, то в будущем предполагается соединиться с ним под землей.

Несмотря на огромные объемы добычи золота, на предприятии интенсивно ведутся геологоразведочные работы по воспроизводству минерально-сырьевой базы. Данные о запасах и ресурсах по предприятию, на 2001–2003 гг. (табл. 1.41–1.42)[2].

[1]URL:http://www.goldfields.co.za/def_main.asp?PathId=Profile/Operations/South_Africa/Driefontein_Driefontain_main.asp.

[2] URL: http://www.goldfields.co.za/def_main.asp?PathId=Profile/Operations/South_Africa/Kloof_Kloof_main.asp.

Таблица 1.41

Основные показатели деятельности комплекса предприятий Driefontein

| Год | Производство золота, т | Объем переработки руды, тыс. т | Среднее содержание металла в руде, г/т | Суммарные издержки, дол. |
|---|---|---|---|---|
| 1972–1994 | 2656,8 | 148365 | 17,9 | н/д |
| 1995 | 55,8 | 5310 | 10,5 | 192 |
| 1996 | 47,8 | 5023 | 9,5 | 235 |
| 1997 | 46,0 | 5093 | 9,0 | 241 |
| 1998 | 47,9 | 5167 | 9,3 | 236 |
| 1999 | 46,5 | 5466 | 8,5 | 199 |
| 2000 | 43,5 | 5608 | 7,8 | 213 |
| 2001 | 42,0 | 6551 | 6,4 | 184 |
| 2002 | 41,3 | 6587 | 6,3 | 158 |
| 2003 | 38,5 | 6370 | 6,0 | 202 |

Таблица 1.42

Запасы и ресурсы по месторождению Driefontein

| Запасы, ресурсы | Руда, млн т | | | Золото, т | | | Среднее содержание металла в руде, г/т | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 2001 | 2002 | 2003 | 2001 | 2002 | 2003 | 2001 | 2002 | 2003 |
| I. Запасы всего, в том числе: | 118,3 | 109,9 | 108,8 | 933 | 860 | 843 | 7,9 | 7,8 | 7,7 |
| – подземные | 103,1 | 95,3 | 95,3 | 908 | 838 | 828 | 8,8 | 8,8 | 8,7 |
| – поверхностные | 15,2 | 14,6 | 13,5 | 25 | 22 | 15 | 1,6 | 1,5 | 1,1 |
| II. Ресурсы всего в том числе: | 140,2 | 133,3 | 148,5 | 1574 | 1543 | 1636 | 11,2 | 11,6 | 11,0 |
| – подземные | 125,0 | 118,5 | 135,0 | 1549 | 1521 | 1621 | 12,4 | 12,8 | 12,0 |
| – поверхностные | 15,2 | 14,7 | 13,5 | 25 | 22 | 15 | 1,6 | 1,5 | 1,1 |

Вторым отделением компании Goldfields по объемам добычи золота является подземный рудник **Kloof**, расположенный в 60 км юго-западнее от столицы Йоханнесбург, недалеко от Карлтонвилле в провинции Гаутенг ЮАР. Инфраструктура Kloof включает пять стволовых систем и три золотоизвлекательных завода. Подземные работы ведутся на глубине от 1000 до 3500 м. Kloof является высокоэффективным горным производством, расположенным на месторождении Вентерсдорф Контакт Риф. На Kloof эффективно используется гидравлический способ добычи металла. За весь период эксплуатации было добыто более 1,1 тыс. т золота. На предприятии занято 14,8 тыс. работающих.

Kloof mine был предоставлен в аренду на месторождении Вентерсдорф Контакт Риф на глубине от 2 500 и 3 700 м при углублении рудника Libanon в 1963 г. Запасы Kloof mine по состоянию на 31.12.02 г. составили 933 т, а ресурсы – 2 620 т металла (табл. 1.43). Поскольку запасы Kloof mine из Вентерсдорф Контакт Риф истощаются, в будущем предполагается, что основным источником пополнения запасов будут близлежащие месторождения Knoof, Libanon и Миддельвлей Риф (MR). Поскольку месторождения двух компаний Goldfields и канадской компании Plaser Dome-West Areas Joint Venture располагаются ря-

дом, то в будущем именно между этими компаниями придется урегулировать вопрос об их отработке[1].

Таблица 1.43

Основные показатели деятельности отделения Kloof

| Год | Производство золота, т | Объем переработки руды, тыс. т | Среднее содержание металла в руде, г/т | Суммарные издержки, дол. |
|---|---|---|---|---|
| 1968–1994 | 756,1 | 56430 | 13,4 | н/д |
| 1995 | 46,7 | 5077 | 9,2 | 260 |
| 1996 | 41,0 | 4834 | 8,5 | 302 |
| 1997 | 38,2 | 4721 | 8,1 | 308 |
| 1998 | 40,0 | 5180 | 7,7 | 283 |
| 1999 | 44,0 | 4190 | 10,5 | 205 |
| 2000 | 43,4 | 3936 | 11,0 | 214 |
| 2001 | 37,7 | 3932 | 9,6 | 207 |
| 2002 | 34,2 | 4657 | 7,4 | 179 |
| 2003 | 35,5 | 4838 | 7,3 | 215 |

Подземный рудник **Beatrix** расположен недалеко от г. Вирджиния в Свободной провинции. Инфраструктура рудника включает четыре ствола и два металлургических завода. Рудное тело залегает на глубине между 500 и 2200 м. На предприятии занято 12 тыс. работающих. Рудник разделен на три участка: первый – Beatrix mine, второй – Oryx mine и третий – St Helena mine. Участок Oryx mine эксплуатировался с 1985 по 1999 г., и всего было добыто 18,1 т золота. Участок St Helena просуществовал с 1951 по 2002 г., за всю историю его существования было добыто 856 т золота. Участок Beatrix mine является основным в настоящий период времени, с ним определяют перспективы развития предприятия. Beatrix mine дал первое золото в 1985 г.

Протяженность горных выработок в 2002 г. составила 36 км, а в 2003 г. предполагалось увеличить до 46,2 км, площадь горных работ составила соответственно 740 тыс. м² в 2002 г., 792 тыс. м² – в 2003 г., производительность труда составила 5,8 т на одного работника компании.

Общие запасы Beartix mine по состоянию на 31.12.02 г. составили 389 т, а ресурсы – 670 т металла.

Данные о работе Beatrix mine, представленные в табл. 1.44, свидетельствуют об устойчивости данного предприятия, в последнее время наблюдается тенденция к росту объемов производства и повышению его эффективности, и это, несмотря на постоянное углубление горных работ, снижение среднего содержания металла в руде, издержки же производства остаются практически на постоянном уровне[2].

[1] URL: http://www.goldfields.co.za/def_main.asp?PathId=Profile/Operations/South_Africa/Beatrix_Beatrix_main.asp.

[2] URL: http://www.goldfields.co.za/def_main.asp?PathId=Profile/Operations/International/Ghana/Tarkwa_Damang_main.asp.

Таблица 1.44

Основные показатели деятельности Beatrix mine

| Год | Производство золота, т | Объем переработки руды, тыс. т | Среднее содержание металла в руде, г/т | Суммарные издержки, дол. |
|---|---|---|---|---|
| 1985–1994 | 116,9 | 119241 | 6,1 | н/д |
| 1995 | 13,8 | 2219 | 6,2 | 199 |
| 1996 | 15,0 | 2351 | 6,4 | 208 |
| 1997 | 15,3 | 2492 | 6,1 | 207 |
| 1998 | 15,1 | 2600 | 5,8 | 212 |
| 1999 | 14,6 | 2658 | 5,5 | 195 |
| 2000 | 21,0 | 3466 | 6,1 | 221 |
| 2001 | 20,1 | 3671 | 5,5 | 207 |
| 2002 | 20,4 | 4115 | 4,9 | 173 |
| 2003 | 20,5 | 4722 | 4,3 | 229 |

Кроме южноафриканских отделений компании, в Африке работают также два отделения в Гане – Tarkwa и Damang.

Отделение **Tarkwa** включает открытый карьер и две золотоизвлекательные фабрики. Tarkwa расположена в 300 км западнее г. Аккра в Западной Африке. В 1993 г. компания Goldfields приобрела 71,1 % собственности подземного рудника Tarkwa у Государственной горной золотодобывающей компании Ганы (State Gold Mining Company of Ghana). Открытая добыча началась в 1998 г. С вводом карьера объем добычи золота возрос в 10 раз. Месторождение Tarkwa связано с древними золотоносными конгломератами. Запасы золота месторождения по состоянию на 31.12.02 г. составили 213 т, а предполагаемые ресурсы – 532 т, при среднем содержании металла в руде 1,6 г/т.

На месторождении **Damang** функционируют два карьера и один завод, работающий по технологии «уголь в пульпе». Предприятие Damang является молодым, дало первое золото в июне 2002 г. Месторождение Damang является гидротермальным месторождением в нижнепротерозойских вулканических осадочных сериях. Запасы золота месторождения по состоянию на 31.12.2002 г. составили 37 т, а предполагаемые ресурсы – 55 т, при среднем содержании металла в руде 1,8 г/т.

Данные о работе Tarkwa и Damang приведены в табл. 1.45–1.46 и свидетельствуют о дальнейших перспективах развития предприятий[1].

В Австралии работают два предприятия St Ives и Agnew. Они являются новыми для Goldfields, поскольку находятся в собственности компании только с июня 2002 г. В декабре 2001 г. Goldfields договорилась о покупке этих двух золотодобывающих комплексов у компании WMC Resources Limited за 233 млн дол.

[1] URL: http://www.goldfields.co.za/def_main.asp?PathId=Profile/Operations/International/Australia/St_Ives_Agnew_main.asp.

Таблица 1.45

Основные показатели деятельности Tarkwa mine

| Год | Производство золота, т | Объем переработки руды, тыс. т | Среднее содержание металла в руде, г/т | Суммарные издержки, дол. |
|---|---|---|---|---|
| 1994 | 1,3 | 200 | 6,5 | н/д |
| 1995 | 1,3 | 209 | 6,1 | 326 |
| 1996 | 1,5 | 261 | 5,9 | 311 |
| 1997 | 1,6 | 243 | 6,5 | 320 |
| 1998 | 1,7 | 235 | 7,3 | 286 |
| 1999 | 6,4 | 5024 | 1,3 | 233 |
| 2000 | 9,2 | 8017 | 1,1 | 196 |
| 2001 | 13,7 | 11667 | 1,2 | 155 |
| 2002 | 17,0 | 14914 | 1,1 | 171 |
| 2003 | 16,8 | 15210 | 1,1 | 194 |

Таблица 1.46

Основные показатели деятельности Damang mine

| Год | Производство золота, т | Объем переработки руды, тыс. т | Среднее содержание металла в руде, г/т | Total cash cost, дол. |
|---|---|---|---|---|
| 2002 | 4,4 | 1951 | 2,3 | 200 |
| 2003 | 9,3 | 4877 | 1,9 | 243 |

Предприятие *St Ives* расположено к югу от Калгурли в провинции Западная Австралия. Предприятие включает: три подземных рудника (Junction, Argo и Leviathan), два открытых карьера (Greater Revenge и Argo), а также завод, работающий по технологии «уголь в пульпе» и кучное выщелачивание. Добыча золота ведется из рудоносных зон термального изменения, приуроченных к верхнеархейским осадочно-вулканическим толщам зеленокаменных поясов. Открылось месторождение в 1919 г., а разработка его началась только в 1981 г. компанией WMC Resources Limited. Запасы золота месторождения St Ives по состоянию на 31.12.02 г. составили 72 т, а предполагаемые ресурсы – 208 т, при среднем содержании металла в руде 3,3 г/т[1].

Предприятие **Agnew** расположено в 375 км севернее г. Калгурли в провинции Западная Австралия. В структуру Agnew входят два подземных рудника (Waroonga и Crusader-Deliverer), открытый карьер (Waroonga) и завод, работающий по технологии «уголь в пульпе». С геологической точки зрения разрабатываемое месторождение расположено в рудоносных зонах термального изменения, приуроченных к верхнеархейским осадочно-вулканическим толщам зеленокаменных поясов. Месторождение было открыто в 1895 г.

Замыкает пятерку крупнейших мировых производителей золота южноафриканская компания **Harmony Gold Mining Company Ltd**.

[1] Потемкин С. В. Благородный 79-й : очерк о золоте. М. : Недра, 1978. С. 105.

# Раздел 2. КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

## 2.1. ХАРАКТЕРИСТИКА КОНКУРЕНТНОЙ СРЕДЫ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

### 2.1.1. Конкурентная среда и цены на драгоценные металлы

Рыночная экономика предопределяет конкурентную борьбу между странами, регионами, предприятиями (фирмами) и др.

Слово «concurrentia» – конкуренция латинского происхождения означает – «соперничество», на каком-либо поприще, в том числе между товаропроизводителями, организациями, регионами, странами за лучшие, экономически более выгодные условия производства и реализации продукции.

Конкурентная среда возникает там, где происходит борьба за конкурентные преимущества, она возникла с древнейших времен и происходила на различном уровне, как внутри племен за власть, так и между племенами. В дальнейшем сфера деятельности конкурентной борьбы расширялась и достигала государственного уровня.

Проблема успешного развития горных предприятий, добывающих драгоценные металлы, в нашей стране остается довольно острой в связи переходом на рыночные отношения, развитием малого и среднего бизнеса, наличием крупных монополий и входом нашей страны в ВТО. Вход в ВТО может дать положительные результаты для нашей страны лишь в том случае, если мы будем выпускать высококачественную продукцию, способную конкурировать как на внутреннем рынке, так и за рубежом.

С целью повышения уровня качества и конкурентоспособности нашей продукции в России был принят ряд Законов РФ, постановлений Правительства РФ, Указов Президента, и нормативных документов. Создан Департамент развития конкуренции, как структурное подразделение центрального аппарата Минэкономразвития России. Данный департамент осуществляет функции по обеспечению выработки государственной политики и нормативно-правовому регулированию в сфере развития и защиты конкуренции и совершенствования ценообразования на товарных рынках.

Развитие торговли на рынках создает конкурентную среду и стремление субъектов захватить рынок с целью создания для себя наиболее выгодных условий. Любое предприятие или фирма достигает наилучших результатов (максимальной прибыли) в том случае, когда продукция пользуется спросом, а объем продаж увеличивается или хотя бы пользуется постоянным спросом. Интерес захватить рынок сбыта и реализовать свою продукцию проявляется и у других фирм – конкурентов. В процессе борьбы за первенство предприятия (фирмы) прибегают к различным способам, но в конечном итоге, стремясь к первенству, они стремятся к монопольному владению рынком.

Реализация продукции также связана с ценовой политикой и затратами на производство товаров. Затраты на производство снижаются на крупных предприятиях, производящих большой объем продукции, поэтому производители заинтересованы в концентрации производства и в устранении других производителей с аналогичными товарами как конкурентов, мешающих устанавливать свои правила торговли, выгодные для них.

### *Цены на драгоценные металлы*

Цены на драгоценные металлы в развитии горнодобывающих предприятий оказывают огромное влияние. При повышении цен увеличивается прибыль работающих горных предприятий, создаются новые предприятия и старательские артели, повышается стоимость акций, более активно осуществляется геологическая разведка новых месторождений и утверждение запасов месторождений с сравнительно низким содержанием металла.

К драгоценным металлам в соответствии с Федеральным законом «О драгоценных металлах и камнях» относится золото, серебро, платина и металлы платиновой группы (палладий, иридий, родий, осмий). Драгоценные металлы представляют ценность во все времена, как на уровне государства, так и на уровне крупных компаний, объединений, отдельных фирм и рядовых граждан. Иногда компании объединяются, скупают и перекупают акции на месторождения с запасами драгоценных металлов, как в своей стране, так и за рубежом. Между компаниями (корпорациями) идет конкурентная борьба за владение акций на наиболее перспективные месторождения. В этой конкурентной борьбе участвуют также государства, банки и отдельные организации.

В связи с прошедшим мировым финансовым кризисом приобретение драгоценных металлов становится привлекательным. Вложение в золото за период с 1998–2010 гг., по данным аналитиков, принесли в среднем до 25 % реальных годовых доходов. Бумажный доллар не может противостоять стоимости драгоценных металлов.

Вложение в драгоценные металлы считается одним из эффективных способов защиты от инфляционных рисков.

Учитывая, что в России импорт иностранной продукции на рынке до сих пор значительный, а нестабильность цен на нефть и возможное снижение прироста валюты от продажи нефти вполне реальны, следует больше уделить внимания использованию недр по добыче драгоценных металлов и камней. Это может повысить устойчивость отечественной экономики.

В России лицензии на работу с драгоценными металлами имеют около 170 банков, но реально используют их лишь 30–40.

Расчет учетных цен осуществляется Банком России, исходя из действующих на момент расчета значений фиксинга на золото, серебро, платину и палладий на лондонском рынке. Цены учитывают наличие металла «**спот**», пересчет в рубли осуществляется по официальному курсу доллара США к российскому рублю. Порядок проведения расчетов производится в соответствии с Указаниями

Банка России от 9 апреля 2008 г. № 1993-У «О внесении изменений в пункт 2 Указания Банка России от 28 мая 2003 г. № 1283-У «О порядке установления Банком России учетных цен на аффинированные драгоценные металлы».

В целом цены за десять лет, с 2004 по 2014 г., увеличились на все драгоценные металлы. Особенно высокий рост цен за период с 2004 по 2012 г. произошел на золото (с 396,6 до 1669 р./г) и серебро (с 5,55 до 31 р./г) (табл. 2.1). Следует также отметить, что в 2013–2014 гг. наметился определенный спад цены на золото, хотя прогноз некоторых аналитиков остается более оптимистическим.

Динамика учетных цен на драгоценные металлы, установленная ЦБ РФ, приводится в табл. 2.1[1].

Таблица 2.1

Учетные цены на драгметаллы за период 2004–2014 гг., р./г

| Драг-металлы | 05.01.04 | 11.01.05 | 10.01.06 | 09.01.07 | 09.01.08 | 01.01.09 | 23.10.10 | 14.03.14 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Золото | 396,6 | 377,8 | 496,8 | 517,7 | 694,0 | 817,4 | 1293 | 1606 |
| Серебро | 5,55 | 5,7 | 8,17 | 10,17 | 11,92 | 10,23 | 23,43 | 24,58 |
| Платина | 723,5 | 711,6 | 863,9 | 884,0 | 1 130,1 | 849,5 | 1 628,6 | 729 |
| Палладий | 171,69 | 159,62 | 282,94 | 262,69 | 27,0 | 173,4 | 571,4 | 908,4 |

Согласно мнению многих экспертов и аналитиков, например, «Goldman Sachs», а также «HSBC», динамика цен на золото пошла на убыль уже в конце 2013 г., на 9,5–10 % в отношении показателей лета 2013 г. по следующим причинам[2]:

1. Сворачивание Федеральной. резервной системой США так называемой программы выкупа активов.

2. Замедлении темпов роста (развития) китайской экономики.

В свою очередь в начале 2014 г. произошло снижение цен на золото, но в марте 2014 г. цены опять пошли вверх до 1606 р./г (см. табл. 2.1)[3]. В июле 2014 г. цены на золото, серебро и платину составляли: 1457,57; 23,16; 1669,31 и 986,82 р./г. 17 января 2015 г. цены выросли на все драгоценные металлы, кроме платины, и составили соответственно 2636,52; 25,87; 2633,90 и 1619,73 р./г [4].

Золотые запасы крупнейших ЦБ на 01.07.10 г. составили: США – 8,13 тыс. т; Германия – 3,41 тыс. т; Италия – 2,45 тыс. т; Франция – 2,44 тыс. т; КНР – 1,05 тыс. т. Швейцария – 1,04 тыс. т; Япония – 0,76 тыс. т; Россия – 0,7 тыс. т; Нидерланды – 0,61 тыс. т; Индия – 0,55 тыс. т; ЕЦБ – 0,5 тыс. т.

По данным[5] цена на золото с января 1996 г. по январь 2014 г. изменялась следующим образом (рис. 2.1). В 2014 г цены колебались, определенно угадать

[1] URL: http:/minerals usgs gov/minerls/pubs/commodity.
[2] URL: http://2013godzmei.ru/2013/08/ceny-na-zoloto-v-2014-godu-prognoz-dinamika.
[3] URL: http://mfd.ru/centrobank/preciousmetals.
[4] Там же.
[5] URL: http://www.galmarley.com/ChartApp/Images/USD_Line_20years_300x150.gif.

каковы будут цены на ближайшие годы сложно, по мнению некоторых экспертов, цена на золото в 2015 г. составит 1180 дол. США за унцию[1].




Рис. 2.1. Изменение мировых цен на золото с января 1996 г. по январь 2014 г.

Цены на золото с сентября 2014 г. по январь 2015 г. в целом имели положительную тенденцию и изменялись следующим образом (рис. 2.2).

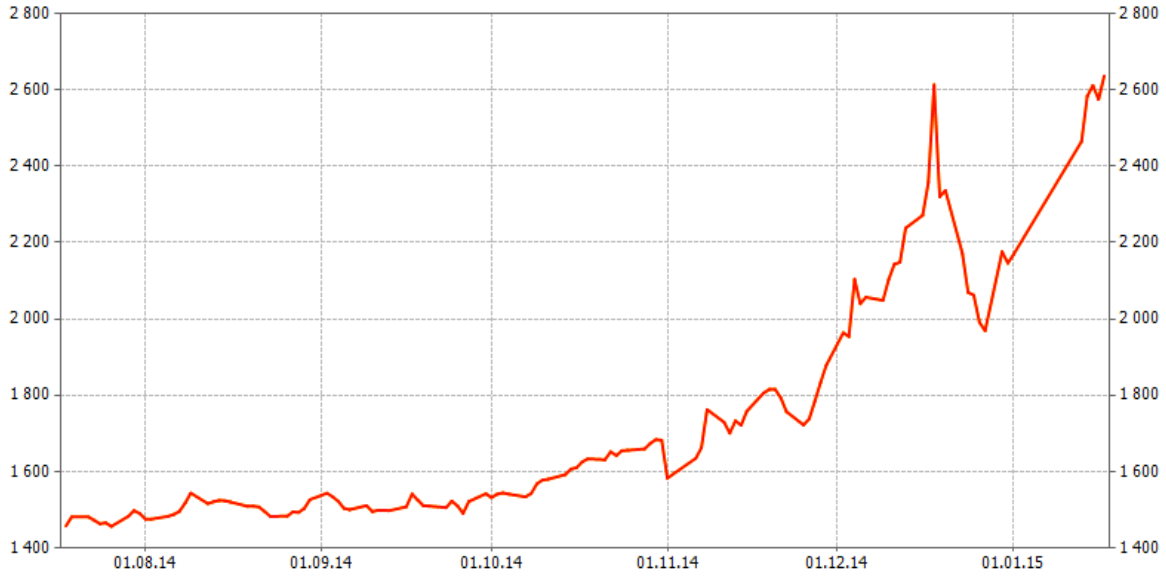



Рис. 2.2. Изменение цен на золото в 2014–2015 гг.[2]

Драгоценные металлы выступают гарантом экономической стабильности. Центральные банки Китая и России продолжают покупать золото в резервы. ЦБ РФ в декабре 2014 г. купил 18,7 т золота, инвесторы также увеличивают объемы вкладов в специальные биржевые фонды по золоту. В результате цены на золото растут и игнорируют рост курса американской валюты. На торгах в кон-

[1] URL: http://inzoloto.ru/cena-na-zoloto/dinamika-cen-na-zoloto-v-osenne-zimnij-period-2014-goda-analitika-i-prognoz.

[2] URL: http://mfd.ru/centrobank/preciousmetals.

це января 2015 г. сохранилась положительная динамика и достигнув цены на золото около 1300 дол. за унцию, а серебра – 18,2 дол. за унцию[1].

Повышение цен на драгоценные металлы привело к ценовой конкурентной борьбе банков. Цены, устанавливаемые отдельными банками при купле и продаже золота, имели отклонение от цен Сбербанка России на 150–170 р./г. Например, Сбербанк России Северо-Западный на 18.10.10 г. продавал золото по цене 1302 р./г, а Промсбербанк по цене 1709,1 р./г при цене на золото Сбербанка России 1600,08 р./г[2].

Рынок золота испытывает взлеты и падения. Повышение спроса на золото объясняется тем, что данный металл стали использовать в качестве альтернативы акциям и облигациям. Повлияло так же и снижение курса американского доллара в 2008 г. Повышение цен на энергоносители и другие факторы.

Однако повышение цен на золото более 800 дол./унцию (до 900 дол./унцию) приводило к снижению спроса на металл в ювелирной промышленности. Так в первом полугодии 2008 г. спрос в ювелирной промышленности снизился на 24 %, или на 300 т в мире. Но уменьшение цены до 800 дол./унцию и ниже в третьем квартале 2008 г. привело к росту закупок золота Индией и Турцией.

Изменение спроса на золото увязывается с ценами на другие драгоценные металлы (серебро и металлы платиновой группы) и увеличения закупок данного металла, как конкурента – заменителя в ювелирной промышленности.

Рынок драгоценных металлов зависит не только от цен на товарных биржах, но и от объемов производства, распределения закупленного металла в странах, конкурентной борьбы между странами и компаниями, заинтересованными в производстве, купли и продаже драгоценных металлов.

Основным потребителем золота на рынке является ювелирная промышленность. Так по данным GFMS (Gold Field Mineral Services) потребление мировых запасов добываемого золота, распределялось следующим образом:

– государственные ЦБ и международные организации – 20 %

– ювелирные изделия – 52,7 %;

– изделия электронной промышленности и стоматологии – 11,3 %;

– инвестиционные накопления – 16 %.

Производство ювелирных изделий с использованием золота в России с 1999 г постоянно увеличивается. По данным Пробирной палаты рост составляет около 20 % (в 2002 г. – 43,6 т, 2003 г. – 55 т, 2004 г. – 68 т, 2005 г. – 82,5 т.). По данным Гохрана, внутренний рынок России способен ежегодно поглощать 100 т золота в монетах, 50 т золота в «золотых сертификатах» и складских расписках (для рынка ценных бумаг) и 10 т в мерных слитках. Всего внутренний рынок России может потребить золота до 200 т[3].

Определенная конкурентная среда создается между банками, скупающими золото. С давних времен люди покупают золото с целью сохранения накопленных денег. Накопление частными лицами или банками золотых слитков,

[1] URL: http://ru.investing.com/analysis.

[2] URL: http:/www.//gold.investfunds.ru.

[3] Басовский Л. Е., Протасов В. Б. Управление качеством : учебник. М. : ИНФРА-М, 2000. 212 с.

монет, ювелирных изделий в качестве сокровища называют **тезаврация**. Главной причиной тезаврации служит то, что бумажные деньги подвержены инфляции, а золото – нет. Чаще всего тезавратор хранит свои золотые ценности тайно. Заинтересованность хранения золотых запасов банками, очевидно, можно объяснить по аналогии с заинтересованностью тех вкладчиков, которые осуществляют тезаврацию. Банки при покупке и продаже золота назначают свои цены, которые могут отличаться на 20 % и более.

Покупка золота населением связана с определенными сложностями. Существует мнение, что золотые слитки, купленные в банке, нельзя будет, потом продать в этом же или другом банке. Основные причины, почему банки не хотят выкупать свои и чужие слитки. Во-первых, продажа золотых слитков может осуществляться во всех региональных отделениях банков, а их обратный выкуп, только в центральных представительствах. Во-вторых, многие банки отказываются от покупки золотых слитков, на которых есть клеймо банка-конкурента. Они не хотят делать бесплатную рекламу своему конкуренту при последующей перепродаже такого слитка через свои отделения.

Кроме покупки золотых слитков и монет, в некоторых банках можно открыть золотой депозит, который будет исчисляться не в какой-либо валюте, а в граммах золота. Проценты по этому вкладу выдаются также золотом или пересчитываются в национальной валюте по желанию вкладчика. Если выбирать между трех основных вариантов нахождения в золоте: слитки, золотой депозит или монеты, самые минимальные издержки у золотого депозита, затем идут слитки, потом монеты.

В целом отмечается, что рынок банковского золота в странах СНГ еще молодой и развивающийся. Все больше банков продают и покупают золотые слитки и монеты. Значительно увеличилось количество региональных подразделений банков, осуществляющих откуп золота у частных инвесторов. Растет ассортимент золотых слитков и монет. Это положительно влияет на развитие рынка банковского золота в России и странах СНГ.

Российские банки заключают договора на закупку золота с ведущими золотодобывающими компаниями. Например, в 2011 г. было заключено договоров на 155,89 т золота, в том числе Сбербанком – 68,6 т, Банком Новая Москва – 24,5 т, ВТБ – 22,0 т, Газпромбанком – 21,6 т остальные банки закупают золото в пределах от 0,6 до 7 т.[1]

Ограниченность объемов добычи золота при стабильном увеличении цен: в 2001 г. по цене 270 дол. за унцию, в 2008 г. по цене 800–900 дол. за унцию, в 2011 г. по цене 1663,9 дол. (на 01.10.2011 г.) сделали привлекательными также и другие драгоценные металлы. Например, цены на серебро за последние годы увеличились на 70 % и продаются в 2011 г. по цене 31,4 дол. за унцию, а палладий по цене – 592 дол. за унцию. Драгоценные металлы используются не только в ювелирной промышленности, но также и в других отраслях промышленности.

[1] Ежегодный доклад Союза золотопромышленников «Золото – 2011». URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to= art&id=436.

### *Соперничество стран за первые места*

Приоритетное занятие более высоких мест по добыче драгоценных металлов ведется с древних времен, побеждает та страна, у которой имеется лучшая минерально-сырьевая база, большие запасы драгоценных металлов в казне и недрах, передовая техника и технология по добыче и обогащению полезных ископаемых.

Горные золотодобывающие предприятия в рыночных условиях зависят от многих факторов конкурентной среды. В связи с тем, что российский рынок драгоценных металлов является экспортно-ориентированным, огромное влияние оказывает мировой рынок, спрос на драгоценные металлы, цены и государственная политика в отношении добычи, обогащения и использования драгоценных металлов. Объемы добычи золота странами с развитой горнодобывающей промышленностью за период 1992–2007 гг. представлены (табл. 2.2)[1]. По данным GFMS (General Field Mineral Services) добыча золота увеличилась по сравнению с 1998 г. на 6 %, в основном, за счет роста добычи в Китае, Австралии, России и Индонезии[2].

Таблица 2.2

Добыча золота основными странами продуцентами в 1992–2010 гг.

| Страна | Объем производства по годам, т | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1992 | 2001 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2010 |
| ЮАР | 614 | 391 | 395 | 376 | 343 | 297 | 296 | 272 | 190 |
| США | 330 | 335 | 299 | 281 | 260 | 262 | 252 | 238 | 230 |
| Австралия | 243 | 285 | 266 | 283 | 258 | 263 | 247 | 248 | 265 |
| Китай | 125 | 193 | 202 | 206 | 217 | 224 | 247 | 276 | 345 |
| Канада | 161 | 157 | 148 | 140 | 128 | 119 | 104 | 101 | 90 |
| Россия | 146 | 165 | 181 | 182 | 182 | 175 | 173 | 169 | 190 |
| Индонезия | 38,0 | 183 | 158 | 164 | 114 | 167 | 116 | 137 | 120 |
| Перу | 20,6 | 134 | 157 | 172 | 173 | 208 | 202 | 167 | 170 |
| Узбекистан | | 83 | 83 | 80 | 84 | 79 | 75 | 75 | 90 |
| Всего в мире | 2254 | 2621 | 2588 | 2592 | 2470 | 2522 | 2479 | 2444 | 2500 |

Примечание: добыча и запасы золота по странам 2010 г.

Источник: U.S. Geological Survey.

В 2007 г. ЮАР – лидер по объемам добычи золота за последние десятилетия, снизила добычу золота по сравнению с 1992 г. более чем в два раза, а по сравнению с 2006 г. на 24 т. В 2010 г. заняла четвертое место, а первое место занял Китай.

Китай стабильно увеличивал объемы добычи каждый год на 20–30 т и в 2007 г. производство золота составило 276 т, а в этом году добыл 345 т золота и объявил, что в ближайшие три года объем добычи возрастет до 400 т.

[1] URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.

[2] URL: http:/minerals usgs gov/minerls/pubs/commodity/.

Австралия – вторая в мире страна по объему золотодобычи, произвела 255 т за 2010 г. (увеличив объем на 15 %). За период с 1992 по 2007 г. Австралия стабильно добывала золото в пределах 240–280 т и занимала второе и третье место. Если сравнить объемы добычи в 2007 г., по сравнению с 1992 г., то отличие небольшое, хотя в отдельные годы, например в 2003 г. объемы добычи золота (283 т) превышали максимальную цифру добычи 2007 г.

США – третья в мире страна по добыче золота добывает, примерно, 230 т в год. Объем производства золота в США в предыдущем году составлял 238 т – и США занимала четвертое место в мире. Произошло снижение объемов производства золота по сравнению с предыдущим годом на 8 т, а по сравнению с 1992 г. – почти на 100 т.

Россия по объемам производства золота в 2007 г. заняла пятое место, – 169 т, тем ни менее отрыв от четырех предыдущих стран значительный (60–70 т.), а вот по отношению к Перу и Индонезии – отрыв небольшой. В России более трех четвертей прогнозных ресурсов связано с коренными месторождениями золота, 11,4 % – с россыпями золота и 7,7 % – с коренными месторождениями комплексных руд. По итогам 2009 г. Россия увеличила добычу и производство золота на 11,2 % до 205,2 т. Добыча золота возросла на 8,8 %, попутного золота и вторичной переработки на 16,8 и 52 % соответственно. За предыдущий – 2010 г. Россия сохранила прежний уровень добычи – около 190 т, занимая пятую строчку, хотя по геологические запасы страны находятся на третьем месте.

Добыча золота в Перу в 2010 г. находится на уровне 170 т.

Индонезия в 2010 году добыла 120 т.

Канада в 2010 году добыла 90 т золота[1].

Доля прочих золотодобывающих стран с небольшими объемами добычи составила более трети объема мировой добычи золота в 2010 г.

Снижение объемов добычи золота отдельными странами объясняется ухудшением горно-геологических условий, отработкой запасов месторождений. Для поддержания прежнего уровня добычи золота необходим поиск новых залежей или отработка разведанных месторождений на труднодоступных территориях (пустыни, джунгли, полярные районы и т. д.).

Согласно прогнозам аналитиков, «потребность» в золоте в 2020–2030 гг. будет увеличиваться до 2083 т в 2020 г. и до 3030 т в 2030 г. в связи с возможным ростом населения до 8 млрд человек в 2030 г.

По запасам золота в недрах Россия занимает третье место, т.е. перспективы увеличения объемов добычи золота имеются. За последние годы значительно снизилась добыча золота из россыпных месторождений. Россия – единственная страна-продуцент драгоценных металлов в мире, где россыпные месторождения играют важную роль. До 1993 г. доля добычи из коренных месторождений составляла всего лишь 17–18 %. В 2007 г. добыча из россыпных месторождений снизилась до 59 т, т. е. больше половины золота было добыто из коренных месторождений. Уменьшение добычи золота из россыпей объясняется не только отработкой месторождений с наиболее благоприятными условиями, но и

[1] URL: http://www.goldenfront.ru/articles/view/obem-dobychi-zolota-v-2011-godu.

недостаточным внимание к россыпным месторождениям крупных фирм, отсутствием достаточного финансирования на геологоразведочные работы.

В коренных собственно золоторудных месторождениях сосредоточена большая часть запасов России. При значительных прогнозных ресурсах в России ощущается дефицит разведанных и подготовленных к освоению запасов. Более 25 % рудного золота сосредоточено в крупных труднообогатимых рудах с низким содержанием металла.

Основной объем добычи золота обеспечивается субъектами-лидерами, обеспечивающими три четверти объема: Красноярским краем (1), Республикой Саха (Якутия) (2), Магаданской областью (3), Иркутской областью (4), Хабаровским краем (5) и Амурской областью (6) (табл. 2.3)[1].

Таблица 2.3

Добыча золота в России в 1991–2013 гг., т

| Субъекты | 1991 | 1998 | 2000 | 2002 | 2003 | 2004 | 2005 | 2012 | 2013 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 6,33 | 14,12 | 17,84 | 29,30 | 30,05 | 30,36 | 28,81 | 43,9 | 47,5 |
| 2 | 32,80 | 11,73 | 16,74 | 17,51 | 20,26 | 20,22 | 18,78 | 20,9 | 21,6 |
| 3 | 30,38 | 30,34 | 29,45 | 33,12 | 26,31 | 23,04 | 22,69 | 19,6 | 20,4 |
| 4 | 11,00 | 10,87 | 16,40 | 16,27 | 16,63 | 15,68 | 15,16 | 18,9 | 20,5 |
| 5 | 7,795 | 5,607 | 9,177 | 15,25 | 17,68 | 20,32 | 18,22 | 14,9 | 20,5 |
| 6 | 10,80 | 8,667 | 11,78 | 12,69 | 13,10 | 14,22 | 14,72 | 29.1 | 30,9 |
| Всего | 133,7 | 105,8 | 130,7 | 153,3 | 152,3 | 152,7 | 146,0 | 197,8 | 213,9 |

Добыча золота в России стабильно увеличивается, в основном за счет рудного золота.

Наибольшие объемы золота в 2012–2013 гг. добыты в Красноярском крае – 43,9–47,5 т, который обеспечен запасами месторождений (Олимпиадинское, Благодатное, Титимухта), увеличивает мощности золото – обогатительных фабрик, применяет новейшие технологии (например, кучное выщелачивание) и имеет возможность лидировать и в дальнейшем.

Республика Саха (Якутия) по объемам добычи золота занимала второе место в 1991 г. и занимает третье место в 2012–2013 гг., а Магаданская область стабильно занимает 3–4-е место,

Иркутская область и Хабаровский край золото добывают из россыпей и в последнее время увеличивают добычу рудного золота.

Амурская область добывала в период с 1991 по 2006 г. в пределах 11–15 г., а в 2012 г. увеличила добычу до 29–31 т и вышла на второе место по России[2].

Особо следует отметить Чукотский АО, который увеличил добычу золота с 17,9 до 21,3 т.

Стремление государства к стабильному развитию своей экономики обеспечивается в значительной степени золотовалютным резервом. Золото используется всеми государствами в качестве страхового и резервного фонда. Учтенные госу-

[1] URL: http://zolotodb.ru/articles/technical/10922.
[2] URL: http://www.miningexpo.ru/news/26557.

дарственные запасы золота, сосредоточенные в центральных банках и резервах МВФ, составляли в 2005 г. более 30 000 т (табл. 2.4). К неучтенным запасам относят наличие объемов золота у населения (ювелирные украшения и др.).

Таблица 2.4

Запасы золота в государственных резервах стран мира (2005–2013 гг.)

| Страна | Место страны, 2005 г. | Золотой запас, т, 2005 г. | Место страны, 2010 г. | Золотой запас, т, 2010 г. | Место страны, 2013 г. | Золотой запас, т, 2013 г. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| США | 1 | 8135,1 | 1 | 8134 | 1 | 8133,5 |
| Германия | 2 | 3427,8 | 2 | 3407 | 2 | 3390,1 |
| IMF | – | 185,8 | 3 | 2967 | 3 | 2814,0 |
| Италия | 4 | 2451,8 | 4 | 2452 | 4 | 2451,8 |
| Франция | 3 | 2825,8 | 5 | 2435 | 5 | 2435,4 |
| Китай | 8 | 600 | 6 | 1054 | 6 | 1054,1 |
| Швейцария | 5 | 1290,1 | 7 | 1040 | 8 | 1040,1 |
| Япония | 7 | 765,2 | 8 | 765 | 9 | 765,2 |
| Россия | 12 | 386,9 | 9 | 669 | 7 | 1041,9 |
| Нидерланды | 6 | 694,9 | 10 | 613 | 10 | 612,5 |

Первые пять мест стабильно занимают страны: США, Германия, IMF, Италия, Франция (табл. 2.4). Значительно увеличил запасы золота Китай и Россия. Швейцария и Нидерланды ухудшили свои позиции. Россия за прошедшие 8 лет увеличила запасы золота в государственных резервах с 386,9 т до 1041,9 т и переместилась с двенадцатого на седьмое место[1].

Сегодняшняя ситуация на мировом рынке золота стимулирует увеличение экспорта и пополнения золотовалютных резервов России. Доля золота в общем объеме золотовалютных резервов у лидирующих стран обычно превышает 50 %: в США – 70,1,5 %, Германия – 66 %, Франция и Италия – 65 %.

С учетом интереса государства в освоении месторождений золота, вводятся некоторые санкции в отношении иностранных инвесторов: Правительство РФ утвердило порядок отзыва совмещенных лицензий на разведку и добычу полезных ископаемых у иностранных инвесторов на стратегические месторождения при возникновении угрозы обороне и безопасности государства.

Государственная стратегия развития минерально-сырьевой базы РФ определена долгосрочной программой, в которой прогнозируется увеличение государственного развития минерально-сырьевой базы. Обеспечение работ будет за счет финансирования геологоразведочных работ к 2010 г. до 16,5 млрд р., а к 2020 г. – до 20,5 млрд р. в год. На освоение новых месторождений золота до 2010 г. намечено привлечь 32 млрд р., а до 2020 г. – 140 млрд р. Ввод в строй к 2015 г. 50 рудных и комплексных месторождений позволит увеличить добычу золота на 50–60 % и довести производство золота до 250 т в год[2].

[1] URL: http://ru.wikipedia.org/wiki/Золотой_резерв#.D0.A6.D0.B5.D0.BB.D1.8C_.D0.B7.D0.BE.D0.BB.D0.BE.D1.82.D0.B.

[2] URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.

### *Конкурентная борьба транснациональных, иностранных и отечественных крупных золотодобывающих компаний*

Российские ресурсы и запасы драгоценного металла привлекают внимание многих золотодобывающих компаний, в том числе самых крупных. Активно играть на золотом рынке и приобретать крупные активы золотодобывающих предприятий и лицензии на разработку крупных месторождений могут лишь компании, обладающие большими финансовыми возможностями. Ценные бумаги и акции торгуются на РТС, ММВБ, LSE (Лондонская фондовая биржа), NYSE (Нью-йоркская товарная биржа), AIM и др.

Лидером российской золотодобывающей промышленности является ОАО «ГМК «Норильский никель», который в 2002 г. приобрел 100 % акций ЗАО «Золотодобывающая компания «Полюс». ЗАО «Полюс» осуществляет разработку месторождения Олимпиада, приобрело на аукционе месторождение Титимухта. В середине 2003 г. ГМК «Норильский никель» приобрела контроль над ОАО «Рудник имени Матросова и ОАО «Лензолото». В середине 2004 г. все эти активы были переданы ЗАО «Полюс». ГМК «Норильский никель» с целью позиционирования на мировом рынке приобрела 20 % акций южноафриканской компании Gold Filds Ltd за 1,6 млрд дол. В мировом рейтинге эта компания занимает четвертое место.

На втором месте по активности проявления интересов к приобретению российских золоторудных активов являются английские холдинговые компании Highland Gold Mining Ltd (HGML) и Peter Hambro Mining Plc (PHM). Компания HGML контролирует ЗАО «Многовершинное», владеет лицензиями на разработку месторождений: Дарасун, Теремкинское, Талантуйское и Новоширокинское золотополиметаллическое месторождениях. PHM владеет основным активом акций ОАО «Покровский рудник» и др.

На третьем месте холдинговая компания МНПО «Полиметалл», она включает 12 горно-обогатительных и геологоразведочных компаний в Республике Бурятии, Хабаровском крае, Свердловской, Магаданской и Читинской областях.

High River Gold Mines Ltd (HRGM) (Канада) владеет контрольным пакетом ОАО «Бурятзолото», разрабатывающего золоторудные месторождения Холбинское и Ирокинда, Березитовое (в Амурской области), принимает участие в конкурсах на приобретение и других месторождений.

Кроме перечисленных лидеров – основных конкурентов в борьбе за владение пакетами акций на золоторудные месторождения и предприятия, можно назвать Millhouse LLC Р, «Северсталь», ОАО «Южуралзолото» ГК, Trans-Seberian Gold (Великобритания) и др.

С 2001 г. были вложены инвестиции в месторождения Купол, Майское, Дарасунское, Новоширокинское, Наталкинское, Вершининское, Агинское, Асачинское, Покровское, Березитовое. Российская компания «Северсталь» купила Ирландскую золотодобывающую фирму Celtic и ее рудники в Восточном Казахстане.

Британская компания TSG ведет переговоры с Внешторгбанком и Сбербанком о привлечении кредитов на разработку Асачинского золоторудного месторождения на юге Камчатки.

Инвестиции вкладываются не только на разработку месторождений, находящихся на территории России, но по мере наращивания финансовых возможностей наших золотодобывающих лидеров, рассматриваются вопросы о расширении золотодобычи и за пределами территории России. Так, например, ОАО «Полюс Золото» стремится осуществить покупку контрольного пакета акций KazakhGold. Сумма сделки может составить около 390 млн дол., объем добычи к 2013 г. возможен около миллиона унций[1].

Учитывая, что в России импорт иностранной продукции на рынке до сих пор значительный, а нестабильность цен на нефть и возможное снижение прироста валюты от продажи нефти вполне реальны, следует больше уделить внимания использованию недр по добыче драгоценных металлов и камней. Это может повысить устойчивость отечественной экономики. Конкурентную борьбу на рынке драгоценных металлов с учетом иерархии субъектов, заинтересованных в данном виде продукции, можно представить следующим образом:

1. Страны соперничают за занятие боле высокого места по добыче золота, увеличение золотых запасов в недрах, за увеличение золотых запасов казны страны.

2. Транснациональные, иностранные и отечественные золотодобывающие компании ведут конкурентную борьбу за приобретение месторождений драгоценных металлов, их разработку, покупку акций других компаний, за получение максимальной прибыли.

3. Банки борются за клиентов, покупающих и продающих драгоценные металлы, и заинтересованы в увеличении своих золотых запасов, которые могут им гарантировать экономическую устойчивость.

4. Акционерные общества и артели России, отдельные недропользователи, горно-обогатительные предприятия заинтересованы в инвестициях, приобретении передового дефицитного горного оборудования, проводится конкурс специалистов на вакантные должности.

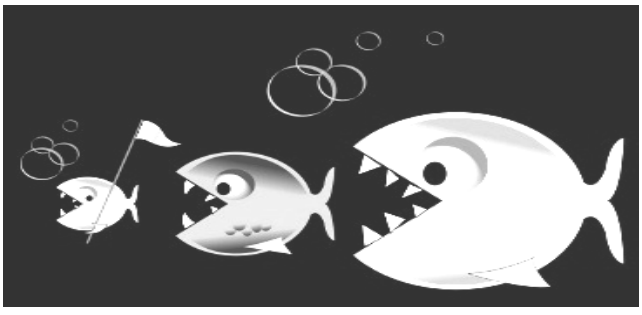


Рис. 2.3. Конкурентная среда связана с тенденциями слияния и поглощения – крупные фирмы проглатывают мелкие[2]

[1] URL: http://www.expert.ru/printissues/kazakhstan.
[2] URL: http://www.7sekretov/ru/world-ranking-2011html.

К сожалению, первоначальный период реализации реформ сопровождался финансово-экономическим кризисом, инфляцией, остановкой большинства промышленных предприятий, заводов изготавливающие горное оборудование, продукция малых предприятий не могла конкурировать с дешевой продукцией, ввозимой из-за рубежа, предприятия оказались не конкурентоспособными

Сложившаяся среда на рынке сопровождалась отсутствием денежных средств у большинства населения. Кроме того, инфляция сопровождалась снятием денежных накоплений населения хранившихся в государственных банках (около 300 млрд р. в ценах 1990 г.).

В России для улучшения конкурентной среды была создана Федеральная антимонопольная служба (ФАС). Ее права и полномочия достаточно широки. Деятельность ФАС регламентируют 49 правовых актов. Наиболее важными из них являются законы, определяющие функции государства в сфере защиты конкуренции, в сфере рекламы и естественных монополий. В качестве основных законов, регулирующих деятельность монополий, можно упомянуть закон «О конкуренции и об ограничении монополистической деятельности на товарных рынках», закон «О естественных монополиях», в содержание которых правительство регулярно вносит поправки, реагируя на текущие изменения ситуации в экономике. Государство контролирует цены на газ, электроэнергию, железнодорожные перевозки, коммунальные услуги и т. п., т. е. на продукцию естественных монополий. На начальных этапах реформы контролировались цены не только на продукцию естественных монополий, но и на товары, производимые искусственными монополиями (предприятия, контролирующие более 35 % рынка).

### 2.1.2. Борьба за ресурсы полезных ископаемых

Российские ресурсы и запасы драгоценного металла привлекают внимание многих компаний как отечественных, так и зарубежных. Достижение целей осуществляется в жестокой конкурентной борьбе.

Добычу драгоценных металлов осуществляют крупные компании, как, например, ГМК «Норильский никель», ОАО «Полюс золото», ОАО «Полиметалл», ОАО «Южуралзолото Группа Компаний», иностранные компании: Highland Gold Mining, Peter Hambro Mining, High River Gold Mines, Tran-Siberian Gold (TSG), Kinross Gold Corp. и др.

Для того чтобы горнодобывающие предприятия работали, необходимы миллионные вложения (инвестиции). Компании, занимающиеся разработкой месторождений, вложили инвестиции в месторождения Купол, Майское, Дарасунское, Новоширокинское, Наталкинское, Вершининское, Агинское, Асачинское, Покровское, Березитовое и др. Инвестиции вкладываются не только на разработку месторождений, находящихся на территории России, но по мере наращивания финансовых возможностей наших золотодобывающих лидеров, рассматриваются вопросы о расширении добычи полезных ископаемых и за пределами территории России.

В конкурентной борьбе более крупные компании поглощают более мелкие, как в нашей стране, так и за рубежом. Например, российская компания «Северсталь» купила Ирландскую золотодобывающую фирму Celtic и ее рудники в Восточном Казахстане. Британская компания TSG ведет переговоры с Внешторгбанком и Сбербанком о привлечении кредитов на разработку Асачинского золоторудного месторождения на юге Камчатки.

Конкурентная борьба ведется между странами, регионами, отраслями и отдельными компаниями. Среди горных предприятий так же, как и среди прочих, автоматически возникают и поддерживаются условия конкурентной борьбы. С одной стороны, конкуренция оживляет и стимулирует бизнес, повышая его эффективность, с другой – неконкурентоспособные горные предприятия прекращают свое существование. В экономике – это борьба между участниками рыночных отношений за получение максимального эффекта за выгодную сделку. Конкуренция – это образ жизни и движущая сила развития общества. В соответствии с теорией Адама Смита «исследование о природе и причине богатства народов» (1776 г.) сформулирован принцип «невидимой руки», которая, «дергая» за ниточки марионеток – предпринимателей заставляет их действовать в соответствии с неким «идеальным» планом развития экономики, безжалостно вытесняя фирмы, занятые производством ненужной рынку продукции»[1]. Для горных предприятий условия борьбы наиболее жестокие, так как продукция реализуется не сразу, а после определенных дополнительных производственных процессов в виде обогащения руды, металлургических переделов, доведения горной продукции до товаров, закупаемых потребителями.

### *Модель сил, определяющих конкурентную среду*

Для рассмотрения конкурентной среды горных предприятий, следует обратить внимание на наиболее известную и теоретически обоснованную модель, разработанную проф. М. Портером[2]. В классической модели М. Портера конкурентная среда определяется пятью конкурентными силами: конкуренция в отрасли, покупателями, поставщиками, потенциальными конкурентами и товарами заменителями (рис. 2.4).

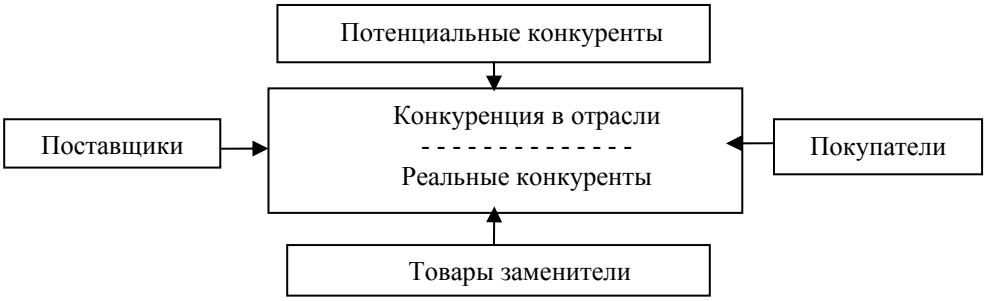



Рис. 2.4. Силы, определяющие среду конкуренции

[1] Фатхутдинов Р. А. Конкурентоспособность организации в условиях кризиса: экономика, маркетинг, менеджмент. М. : Изд. Книготорг.центр «Маркетинг», 2002. 892 с.

[2] Портер Майкл Э. Конкуренция : пер. с англ. : учеб. пособие. М. : Вильямс, 2000. 495 с.

**Конкуренция в отрасли** происходит в борьбе за рынки сбыта. Россия является страной, в которой использование недр и добыча полезных ископаемых носит стратегический характер и определяет ее экономику. В каждой горнодобывающей отрасли, будь это нефть, газ, цветные металлы, алмазы и т. д. существует масса горных предприятий, которые имеют различные горно-геологические условия, объемы запасов полезного ископаемого, уровень геологоразведочных работ, уровень подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого, экономические показатели. Лицензии на разработку месторождений, имеющие наибольшую перспективу, выставляются на аукционах, скупаются как отечественными, так и зарубежными предпринимателями. В некоторых случаях иностранные предприниматели приобретают лицензии на разработку наших месторождений с целью закрытия горного предприятия для устранения их как конкурентов. На работающих горных предприятиях ведется борьба за снижение издержек и повышение производительности труда, так как работы очень трудоемки и требуют приобретения дорого горного оборудования.

Влияние ***поставщиков*** на конкурентную среду в горной промышленности связано с покупкой и поставкой дорогостоящего качественного горного оборудования и транспорта, энергетических материалов, взрывчатых веществ и средств взрывания, запасных частей к механизмам.

Поставщики желают получить максимальную прибыль, выбирая наиболее выгодные с их точки зрения предложения по поставкам, и регулируют объемы и цены ассортимента поставляемых материалов, горного оборудования и транспорта.

***Потенциальными конкурентами*** являются компании и предприниматели, приобретающие лицензии на новые месторождения, а также отечественные и зарубежные концерны и корпорации, которые желают приобрести горные предприятия для дальнейшей разработки полезных ископаемых, а некоторые для того, чтобы остановить работающие горные предприятия с целью устранения их как конкурентов, выпускающих более дешевую продукцию. Одновременно, следует отметить, возникновение большого количества мелких фирм в виде старательских артелей и др. Например, по добыче золота в Иркутской области возникает большое количество мелких артелей, которые разрабатывают небольшие месторождения, но при удаче могут развиться в перспективе в более крупные[1].

Влияние **покупателей** обусловливается их интересами приобретения дешевой и высококачественной продукции. Спрос на полезные ископаемые постоянно возрастает. Так, мировая добыча золота, несмотря на истощение запасов, держится на уровне годовой добычи более 2500 т. В нашей стране объемы добычи также постепенно увеличиваются. Используется золото, в основном, для ювелирных изделий, чеканки монет и увеличения золотовалютного фонда России.

[1] Лысков В. М., Костромитинов К. Н. Оценка освоения месторождений золота. Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2004. 396 с.

Пример структуры потребления золота в мире приводится в табл. 2.5[1].

Таблица 2.5

Структура потребления золота в мире в 1970–2012 гг.,
(данные организации World Gold Council, т)

| Показатели | 1970 | 1975 | 1980 | 1984 | 1994 | 1996 | 2005 | 2006 | 2012 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Добыча из недр | 1252,7 | 910,2 | 895,7 | 1058,5 | 2209,0 | 2284,0 | 2450,0 | 2500,0 | 2613,0 |
| Область применения | | | | | | | | | |
| Ювелирные изделия | 1066 | 516 | 127 | 819 | 2604 | 2807 | 2709 | 2190 | 1908 |
| Зубопротезирование | 58 | 63 | 64 | 51 | 52 | 55 | 62 | 60 | 40 |
| Монеты, медали | 91 | 272 | 201 | 140 | 75 | 6 | 37 | 45 | 315 |
| Электроника | 89 | 66 | 89 | 120 | 192 | 207 | 273 | 312 | 303 |
| Прочее потребление (вкл. слитки и ETF) | 62 | 57 | 66 | 53 | 200 | 348 | 646 | 663 | 1306 |
| **Суммарный расход** | **1366** | **974** | **547** | **1219** | **3361** | **3477** | **3727** | **3270** | **4406** |
| Средняя за год цена золота, дол. за 1 г | 1,0 | 4,2 | 19,7 | 13,0 | 11,9 | 12,5 | 14,2 | 19,3 | 54,1 |

Примечание: данные с 1970 по 1984 г. приводятся без СССР и Китая.

**Новая продукция и товары заменители** обеспечиваются прогрессом науки и техники. Разработка новой продукции сопровождается совершенствованием работы предприятий различных отраслей производства и увеличением сил конкуренции. В качестве примера заменителей золота можно привести другие драгоценные металлы, как например, серебро, палладий и различные сплавы драгоценных металлов. Заменителем натуральных драгоценных камней, являются кристаллы драгоценных минералов, выращиваемые искусственным способом, которые намного дешевле добываемых из недр земли. Ниже приводятся данные предложения и потребления драгоценных металлов в 2007–2009 гг. (табл. 2.6)[2].

Таблица 2.6

Мировое предложение и потребление драгоценных металлов в 2007–2009 гг.

| Металл | Потребление, т | | | Предложение, т | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 2007 | 2008 | 2009 | 2007 | 2008 | 2009 |
| Золото | 3526,0 | 3 659,0 | 3 912,3 | 3 488,0 | 3 468,0 | 4 330,0 |
| Серебро | 27 669,0 | 28 512,0 | 28 526,0 | 34 446,0 | 34 849,0 | 35 310,0 |
| Платина | 207,8 | 191,6 | 167,6 | 205,3 | 184,8 | 187,4 |
| Палладий | 212,6 | 207,6 | 196,6 | 266,9 | 227,4 | 220,8 |
| Родий | 26,2 | 20,8 | 16,5 | 25,6 | 21,6 | 23,9 |
| Иридий | 3,2 | 3,2 | 2,8 | 3,2 | 3,2 | 2,8 |
| Рутений | 32,9 | 21,7 | 17,9 | 32,9 | 21,7 | 17,9 |
| Всего | **31 677** | **32 615,** | **32 839** | **38 467** | **38 775** | **40 092** |

С целью противостояния конкурирующим силам, мелкие компании по добыче полезных ископаемых объединяются.

[1] URL: http://www.ereport.ru/articles/commod/gold.html.
[2] URL: http://www.7sekretov/ru/world-ranking-2011html.

М. Портер вводит понятие **«кластер»** (или промышленная группа) – это сконцентрированные по географическому признаку группы взаимосвязанных компаний, организаций, действующих в определенной сфере и характеризующихся общностью деятельности и взаимодополняющие друг друга. Географические масштабы кластера могут варьироваться от одного города, района, области до ряда соседствующих стран. Они могут иметь различную структуру, форму, глубину, масштабы и способствуют проведению правильной макроэкономической политики, стимулируют конкурентоспособность, увеличивают экспорт и привлечение иностранных инвестиций. Глобализация способствует также политической интеграции стран, развитию современных технологий, культуры, международных стандартов и сертификатов.

В трудах М. Портера большое внимание уделено международной конкуренции, детерминантам конкурентного преимущества стран, которые он изображает в виде «ромбов» систем компоненты. Ромб представлен четырьмя гранями: условия для факторов; состояние спроса; контекст, для стратегии и соперничества; родственные и поддерживающие отрасли[1]. Местоположение влияет на конкурентные преимущества и выбор типа стратегии. Грани ромба кратко можно охарактеризовать следующим образом.

1. **Условия для факторов**. Позиция страны в факторах производства, таких как наличие квалифицированной рабочей силы или инфраструктуры, необходимых для ведения конкурентной борьбы в данной отрасли. Для горнодобывающей промышленности большое значение имеют прогнозные и утвержденные запасы полезного ископаемого, условия геологоразведочных работ, применяемые технологии разработки месторождений, уровень техники и горного оборудования, организация работ на горных предприятиях.

2. ***Состояние спроса.*** Характер спроса на внешнем и внутреннем рынках отличаются. Различные страны занимают различные позиции. Так, Россия занимается экспортом нефти и газа. США является крупным экспортером золота, так в 1999 г. он составил около 250 т, а в связи с развитием производства ювелирных изделий импорт составляет 140–200 т. Основная часть золота, добываемого в Канаде, экспортируется в США и страны Дальнего Востока, некоторая часть используется для чеканки канадских золотых монет.

3. *Родственные и поддерживающие отрасли*. Развитие горнодобывающей промышленности России должно сопровождаться развитием обогатительных фабрик, металлургических заводов и заводов, выпускающих горное оборудование. Опыт развития горной промышленности СССР показал, что заводы, выпускающие горное оборудование, могут также входить в добывающую отрасль, примером может служить министерство угольной промышленности, которое в своей структуре имело заводы горного оборудования и научно-исследовательские институты. Подобные структуры приводили к значительному снижению затрат на выпускаемую продукцию, повышению ее качества, перспективному планированию и проектированию. К сожалению, в нашей стране часть заводов полностью или частично прекратили выпуск горного оборудования, поэтому приходится по-

[1] Портер М. Э. Указ. соч.

купать иностранное, которое дороже в несколько раз, а это сказывается на себестоимости и целесообразности отработки многих месторождений.

4. *Устойчивая стратегия, структура и соперничество*. Опыт Работы зарубежных горных предприятий показывает, что выживают в конкурентных условиях крупные компании. Так, например, за период с 1993 по 2001 г. Десять крупнейших мировых производителей золота добывали 45 % от общей мировой добычи золота. Для разработки устойчивой стратегии горных предприятий необходимо иметь достоверные разведанные запасы, развитую горную промышленность и стабильный спрос на продукцию. Большие территориальные объединения промышленных групп для обеспечения успехов в конкурентной борьбе существуют в виде «кластеров».

Для достижения преимущества кластера необходимо постоянное взаимодействие с правительственными структурами и местными учреждениями[1]. В результате факторы производства дополняются спонсированием специальных исследовательских центров в университетах, осуществляется сбор информации через торговые объединения, а также возможна совместная разработка курсов для менеджментов по вопросам законодательства, качества управления.

Для лучшей информации о состоянии спроса и предложения проводится сотрудничество с правительством в разработке законодательных норм и их изменений, направленное на внедрение инноваций, создание местных организаций контроля качества и стандартизации.

Для поддержания отраслей создают, базирующиеся на данном кластере, торговые организации. Поддержка формирования местных поставщиков и привлечение местных инвестиций от поставщиков, базирующихся в других местах, посредством индивидуальных и коллективных усилий.

В работе Ф. Котлера и др.[2] рассматриваются маркетинговая и конкурентная среды и влияющие на них четыре внешних среды:

– политико-правовая среда, которая учитывает кроме политической обстановки также правовую, законодательную, методическую, нормативную базы и др.;

– демографическая и экономическая среда, которые связаны с географическим положением региона страны, экономической развитостью отдельных районов, целесообразностью инвестиций для конкретных автономных республик, краев, областей и районов;

– социально-культурная среда, учитывающая благосостояние, научный и культурный уровень населения и др.

– технологическая и природная среда, учитывающая развитие техники и технологии, освоенность природных ресурсов, добычу полезных ископаемых и др.

Для повышения устойчивости стратегии и соперничества осуществляют совместный маркетинг, посредством проведения торгово-промышленных ярмарок и делегирования представителей, совместные с правительством усилия в продвижении экспорта продукции. Создаваемые рыночные зоны представляют

[1] Котлер Ф., Амстронг Г., Сидерс Д. Основы маркетинга. 2-е европ. изд. 2004. 944 с.
[2] Там же.

систему фирм, вовлеченных в процессы купли-продажи и конкурирующих между собой за долю в рыночном потенциале реализации своего товара. Конкурентная среда оказывает влияние на пространственную структуру распределения товарных потоков и территориальной организации сферы обращения.

Конкурентная среда в экономической теории трактуется неравнозначно. Например, В. П. Горев[1], учитывая, что общественные богатства и ресурсы ограничены, дает формулировку: «Конкурентная среда» – это система экономических отношений, при которой каждый экономический агент вынужден доказывать свое право на долю в общественном богатстве, а также на то или иное место в социальной структуре общества». Особо выделяются факторы, придающие конкурентной среде конструктивный характер: инвестиционный климат; динамика доходов и сбережений населения; экономический рост. В данном случае «конкуренция – это процесс борьбы за обладание ограниченными ресурсами». Это высказывание относится и к горным предприятиям, для которых характерно ограничение запасов полезных ископаемых и прочих ресурсов.

А. С. Новоселов, рассматривая проблемы формирования конкурентной среды и рыночной инфраструктуры, отмечает, что конкурентная среда регионального рынка определяется типом конкуренции и структурой рынка, а также другими факторами развития различных организационно-правовых форм собственности субъектов рынка, характером государственного регулирования[2]. Под структурой регионального рынка понимается совокупность субъектов рынка: предприятий, организаций, фирм, финансово-промышленных групп и др., ведущих конкурентную борьбу за приобретение потребителей и максимальной прибыли. Данная структура характеризуется:

– степенью монополизации;

– уровнем дифференциации конкурирующих продуктов;

– наличием барьеров для входа на рынок;

– уровнем интеграции фирм;

– степенью диверсификации производства товаров;

– уровнем и структурой затрат на производство и сбыт товаров.

При рассмотрении конкурентной среды возникает вопрос о ее границах, пространственных и коммерческих ограничениях. Существующая в настоящее время тенденция «глобализации» с целью устранения технических барьеров в торговле товарами и услугами между странами приводит к новым формам конкурентной среды. Глобализация дает компаниям возможность получать капитал, товары, технологии, откуда угодно и размещать производство там, где это оказывается более эффективно.

В. И. Черенков[3], рассматривая процессы глобализации, как универсальные, охватывающие весь земной шар и состоящие из новых интеллектуально-информационных технологий, активно действующих на мировом рынке по ук-

[1] Горев В. П. Конструктивная конкуренция. Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2002. 144 с.

[2] Новоселов А. С. Теория региональных рынков: учеб. Ростов н/Д ; Новосибирск : Сиб. соглашение. 2002. 448 с.

[3] Черенков В. И. Международный маркетинг. СПб., 2003. 845 с.

реплению связей денежного капитала с инновациями, выделяет три зоны (аналоги кластеров М. Портера):

– Латинская и Северная Америка – Американский кластер, в который входят страны, кроме США и Канады: Аргентина, Боливия, Мексика, Панама, Чили и др.

– Европа и Африка – кластер ЕС, в который входят страны Европы, Россия и др.

– Азия – Японский кластер, включающий страны, кроме Японии: Южную Корею, Гонконг, Таиланд и др.

Выделенные зоны не являются абсолютно замкнутыми, ограничивающими условия продажи товаров, они также взаимодействуют друг с другом. Основными признаками единства зон являются общие требования к качеству товаров, сопоставимый уровень цен на соответствующие товары, условия перемещения продукции между территориями, отсутствием на данной территории ограничений на ввоз или вывоз товаров.

Рассматривая перспективы экономического развития России и обобщая конкурентные процессы между регионами, Иркутским и Пермским государственными университетами вводится сочетание «парадигмы регионов», под которым, видимо, понимается исследовательская программа развития регионов. В данном случае под понятием «регион» понимают не только территориальную общность, но и экономическую, на которую действуют хозяйствующие агенты, как социальную конструкцию, которой присущи процессы, влияющие на региональную экономику и позиции регионов[1].

Политико-экономической основой функционирования экономического агента являются:

1. Форма государственного устройства, которая определяет меру централизации, децентрализации и полномочия субъекта.

2. Отношения собственности, дающие материальные основы самостоятельности субъекта.

3. Система институтов, обеспечивающая реальные возможности функционирования субъектов.

Межрегиональная конкуренция может привести к следующим результатам:

1. Более привлекательные регионы получают дополнительные ресурсы для развития (например, в виде иностранных инвестиций).

2. Более эффективные формы ограничивают возможности правительств - злоупотреблять властью и присваивать политическую ренту.

3. Появляется возможность более полно учитывать потребности и вкусы в организации общественных благ на локальном уровне.

4. Создаются условия для дополнительного стимулирования регионов, как экономических субъектов. Функцию полезности региона можно выразить формулой

$$U = f(w, p, g),$$

[1] Конкурентоспособность регионов: теоретико-прикладные аспекты / под ред. Ю. К. Перского, Н. Я. Калюжновой. М. : ТЭИС, 2003. 472 с.

где $w$ – учитывает заработную плату;

$p$ – прибыль;

$g$ – поступления в казну от налогов.

В зависимости от типа конкуренции (вертикальной или горизонтальной) выделяют следующие способы воздействия на регионы:

1. Для вертикального типа конкуренции – ценовые способы:

– подписание индивидуальных договоров с центром;

– лоббирование финансовых трансфертов;

– лоббирование региональных программ и их финансирование.

2. Для вертикального типа конкуренции – не ценовые способы:

– разработка законов, не принятых центром:

– выход на мировой рынок.

3. Для горизонтального типа конкуренции – ценовые способы:

– налоговые льготы;

– создание зон с особым экономическим режимом;

– установление фиксированных цен на товары и энергоносители;

– установление предельных уровней рентабельности торговых наценок;

– субсидии и льготные кредиты;

– ипотечные программы и др.

4. Для горизонтального типа конкуренции не ценовые способы:

– политические мероприятия;

– развитие рыночной инфраструктуры;

– развитие социальной инфраструктуры.

В целом регионы регулируют около 50 цен и тарифов и более 30 ценовых ограничений. Для более быстрого развития регионов требуется наличие конкурентной среды, обеспечивающей поиск, открытие и наиболее эффективное использование экономических ресурсов[1]. «Применительно к конкуренции регионов конкурентная среда означает: создание условий для отсутствия возможностей сговора властей; обеспечение возможностей маневрирования ресурсами в зависимости от рыночной информации; наличие обратной связи между действиями властей и их положением, ответственность региональных властей за результаты хозяйствования»[2].

По нашему мнению, под «конкурентной средой горных предприятий» можно подразумевать окружение конкурирующих субъектов, силы их взаимодействия, факторы и условия их существования и деятельности.

### *Показатели конкурентоспособности горных предприятий*

Конкурентоспособность горного предприятия характеризуется степенью реального или потенциального удовлетворения конкретной потребности по сравнению с аналогичными предприятиями, представленными на данном рынке. Оценка уровня конкурентоспособности горного предприятия включает.

[1] Конкурентоспособность регионов...

[2] Там же.

1. Показатели качества полезного ископаемого: среднее содержание металла и его способность к обогащению.

2. Геологические (балансовые) запасы полезных ископаемых, производственные мощности и проектный срок отработки месторождений.

3. Ресурсоемкость работ, уровень горного оборудования и транспортной техники.

4. Уровень специалистов управления горным предприятием и рабочего персонала.

5. Документы, договора с посредниками и другими предприятиями, лицензии и т. д.

6. Экономическую, социальную, кадровую политику, обеспечения конкурентоспособности.

7. Устойчивые рынки сбыта продукции.

Для участия на европейских рынках, вступления в ВТО необходимо, чтобы наша продукция соответствовала требованиям Директив европейского союза и маркировалась знаком СЕ. Определенные трудности возникают в различных подходах к оценке и контроле наших систем и схем сертификации и Европейских, имеющих «глобальный подход» и использующих восемь модулей от А до Н. Имеются также противоречия в подходах и структуре систем сертификации ведущих развито-промышленных странах.

Для повышения качества оценки конкурентной продукции на международном уровне, для взаимопонимания между странами и обмена информацией разработан комплекс CALS-стандартов. CALS-технологии дают: компьютеризованные электронные описания процессов разработки, комплектации производства, модернизации, сбыта, эксплуатации, сервисного обслуживания и утилизации продукции. Так как при оценке конкурентной среды значительную роль играет психофизиологическое мышление человека, то в системе CALS-технологий разрабатываются новые стандарты: «НООН», учитывающие информационное обеспечение техники и оперативной деятельности на уровне межгосударственной, региональной и производственной стандартизации.

В России с целью повышения конкурентоспособности продукции были приняты:

Федеральный закон Российской Федерации «О техническом регулировании» от 1 июля 2003 г. № 184-ФЗ.

Федеральный закон Российской Федерации от 22.03.91 г. № 948-1 «О конкуренции и ограничении монополистической деятельности на товарных рынках» (в ред. ФЗ от 09.10.02 г. № 122-ФЗ).

Федеральный закон РФ от 23.06.99 г. № 117-ФЗ «О защите конкуренции на рынке финансовых услуг» (с изменениями и дополнениями от 30.12.01 г.).

Федеральный Закон РФ от 17.08.95 г. №147-ФЗ «О защите прав потребителей» (в редакции ФЗ от 17.12.95 г. № 212-ФЗ).

Постановление Правительства Российской Федерации «О Федеральном агентстве по техническому регулированию и метрологии» от 17 июня 2004 г. № 294.

Достойное внимание повышению конкурентоспособности уделено в «Концепции национальной безопасности Российской Федерации» от 10 января 2000 г. В концепции отмечается, что важнейшей задачей для России является опережающее развитие конкурентоспособных отраслей и производств, расширение рынка наукоемкой продукции.

## 2.2. ЗАКОНОДАТЕЛЬНО-ПРАВОВАЯ БАЗА ЗАЩИТЫ КОНКУРЕНЦИИ

### 2.2.1. Структура законодательной базы

Для развития рыночных отношений в торговле на внутренних и международных рынках, в России создана законодательно-правовая база, приняты законы РФ, Постановления правительства РФ, указы Президента РФ и ряд законодательных актов, обеспечивающих конкурентную среду, создана Федеральная антимонопольная служба, которая должна обеспечить конкуренцию. Иерархию законодательной базы можно представить схемой (рис. 2.5).




Рис. 2.5. Законодательная база и федеральная антимонопольная служба

Основные составляющие законодательной базы.

**1. Законы РФ «О защите конкуренции»**

– Федеральный закон от 26.07.2006 г. № 135-ФЗ (ред. от 18.07.11 г.) «О защите конкуренции»[1].

– Постановление Межпарламентской Ассамблеи государств – участников Содружества Независимых Государств от 17 февраля 1996 г. № 7–9. О рекомендательном законодательном акте «О защите экономической конкуренции».

– Федеральный закон «О защите конкуренции» № 135-ФЗ (в ред. от 8.11.08 г.).

В законах заложены организационные и правовые основы защиты конкуренции, Законы РФ направлены на обеспечение единства экономического пространства, свободного перемещения товаров, свободы экономической деятельности в Российской Федерации, защита конкуренции и создание условий для эффективного функционирования товарных рынков.

Федеральный закон защищает конкуренцию следующих субъектов:

[1] О защите конкуренции: федер. закон РФ от 26.07.2006 г. № 135-ФЗ (в ред. от 8.11.2008 г.) // СПС «КонсультатнтПлюс».

– российских юридических лиц;
– иностранных юридических лиц;
– федеральные органы исполнительной власти;
– органы государственной власти субъектов Российской Федерации;
– органы местного самоуправления;
– государственные внебюджетные фонды;
– Центральный банк Российской Федерации;
– физические лица, в том числе индивидуальные предприниматели.

**2. Антимонопольное законодательство**

Антимонопольное законодательство основывается на законодательно-правовых документах:

– Федеральный закон от 26.07.2006 г. № 135-ФЗ (ред. от 18.07.11 г.) «О защите конкуренции»;

– Кодекс РФ «Об административных правонарушениях»; «Об административной ответственности за недобросовестную конкуренцию» (ст. 14.33 Кодекса РФ «Об административных правонарушениях»;

– Уголовный кодекс РФ;

– Гражданский кодекс РФ. Гражданский кодекс РФ (ст. 10) не допускает использования гражданских прав в целях ограничения конкуренции и злоупотреблений доминирующим положением на рынке.

– Водный кодекс РФ;
– Закон о защите конкуренции на рынке финансовых услуг;
– Закон о естественных монополиях;
– Закон о банках и банковской деятельности;
– Закон о газоснабжении в РФ и др.

**3. Постановления Правительства РФ. Указы Президента РФ**

Основные документы следующие:

– Постановление Правительства РФ № 896 «Об утверждении Правил формирования и ведения реестра хозяйствующих субъектов, имеющих долю на рынке определенного товара в размере более чем 35 % или занимающих доминирующее положение на рынке...» от 19.12.07 г.

– Постановление Правительства Российской Федерации «О совершенствовании государственного регулирования цен (тарифов) на услуги связи» от 28.12.98 г. № 1559.

– Постановление Правительства РФ от 5.07.10 г. № 504.

– Постановление Правительства РФ от 24.03.11 г. № 209.

– Постановление Правительства РФ от 26.02.02 г. № 131... 05.09.11 г. УТВЕРЖДЕНО Постановлением Правительства Российской Федерации от 26.02.02 г. № 131. … Российской Федерации о защите государственной тайны и защите от недобросовестной конкуренции (в ред. Постановления Правительства РФ от 05.09.11 г. № 730).

– Постановление Правительства РФ № 643 (в ред. Постановления Правительства РФ от 24.02.10 г. № 89) е) «конкурентный отбор» (процедура определения цен и объемов…). По результатам указанного анализа антимонопольным

органом в целях защиты конкуренции, может быть принято решение о введении...;

– Постановление правительства РФ О программе структурной реформы...;

– Постановление Правительства РФ от 11.07.01 г. № 526... В регионах, где по техническим причинам временно невозможно развитие конкуренции, сохраняется...;

– Постановление Правительства РФ от 16.07.09 г. № 583 «О случаях допустимости соглашений между хозяйствующими субъектами» … В соответствии с частью 2 статьи 13 Федерального закона «О защите конкуренции» Правительство Российской Федерации...;

– Постановление Правительства РФ от 12.08.11 г. № 677. Правительство российской федерации. … В соответствии с ч. 3.1 ст. 17.1 Федерального закона «О защите конкуренции» Правительство Российской Федерации.

– О полномочиях Правительства РФ в сфере сокращения или ограничения производства товара см. подпункты «а», «б», «д» ч. 2 ст. 21 Федерального закона от 08.12.03 г. № 164-ФЗ.

– Указ Президента РФ от 28.02.95 г. № 220 «О некоторых мерах по государственному регулированию естественных монополий в Российской Федерации». В Указе назывались коммерческие и некоммерческие организации как субъекты государственного регулирования.

**4. Программа развития конкуренции в России**

Основой конкурентной политики в Российской Федерации является «Программа развития конкуренции», разработанная по поручению Председателя Правительства РФ от 19 августа 2008 г. № ВП-П13-16пр и в соответствии с «Основными направлениями деятельности Правительства РФ на период до 2012 года». Программа включает как меры антимонопольного регулирования и иные защитные меры, так и меры по развитию конкуренции, расширяющие возможности и стимулы для занятия предпринимательской деятельностью.

В соответствии с Распоряжением Правительства Российской Федерации от 19 мая 2009 г. № 691-р, методическими рекомендациями Минэкономразвития России, направленными письмами от 24 июля 2009 г. № 12007-АП/Д22, от 9 октября 2009 г. № 16994-АП/Д22, в октябре 2009 г. была разработана программа развития конкуренции в Иркутской области на 2010–2012 гг.

На первом этапе работы был определен перечень основных рынков, имеющих приоритетное значение для Иркутской области. Проведен детальный анализ концентрации предприятий, доминирования на рынке. Определены рынки, на которых конкуренция развита недостаточно и на которых нет серьезных препятствий для конкуренции

На втором этапе проведена обработка информации, поступившей от предприятий области, экспертная оценка ситуации в регионе.

На третьем этапе проведены доработка аналитической части программы с учетом экспертных мнений, поступивших от предприятий области, обзор цен по рынкам Сибирского федерального округа, актуализация задач, мероприятий и показателей.

В Минэкономразвития России был представлен проект программы «Развитие конкуренции в Иркутской области на 2009–2012 гг.».

Для расчета основных показателей и критериев оценки состояния конкурентной среды используется Приказ Министерства экономического развития РФ от 4 апреля 2011 г. № 137 «Об утверждении методики определения основных показателей и критериев оценки состояния конкурентной среды»[1].

Оценка состояния конкурентной среды, в соответствии с данной методикой, производится по двум показателям:

1. **Интенсивность конкуренции**, которая определяется как степень соперничества между конкурирующими на рынке хозяйствующими субъектами и базируется на данных, полученных в результате опросов хозяйствующих субъектов;

2. **Показатель состояния конкурентной среды**, который определяется степенью развития конкурентной среды и базируется на данных, полученных в результате опросов хозяйствующих субъектов с использованием анкет (приложение 1 Методики) и официальной статистической информации.

Показатель интенсивности конкуренции рассчитывается как взвешенная сумма индикаторов, входящих в состав критериев оценки состояния конкурентной среды, согласно приложению 2 к настоящей Методике.

**5. Федеральная антимонопольная служба**

– Федеральная антимонопольная служба (ФАС) осуществляет надзор и контроль соблюдения законодательства о конкуренции на товарных рынках, на рынке финансовых услуг (Федеральный закон «О защите конкуренции» № 135-ФЗ от 26 июля 2006 г.);

– ФАС осуществляет надзор и контроль соблюдения законодательства о естественных монополиях (Федеральный закон «О естественных монополиях» № 147-ФЗ от 17 августа 1995 года, Федеральный закон «Об электроэнергетике» № 35-ФЗ от 26 марта 2003 г.);

– ФАС осуществляет надзор и контроль соблюдения законодательства об иностранных инвестициях в хозяйственные общества, имеющие стратегическое значение для обеспечения обороны страны и безопасности государства (Федеральный закон «О порядке осуществления иностранных инвестиций в хозяйственные общества, имеющие стратегическое значение для обеспечения обороны страны и безопасности государства» № 57-ФЗ от 29 апреля 2008 г.);

– ФАС осуществляет надзор и контроль соблюдения законодательства в сфере государственных закупок и заказов (Федеральный закон «О размещении заказов на поставки товаров, выполнение работ, оказание услуг для государственных и муниципальных нужд» № 94-ФЗ от 21 июля 2005 г.);

– ФАС осуществляет надзор и контроль соблюдения законодательства о рекламе (Федеральный закон «О рекламе» № 38-ФЗ от 13 марта 2006 г.).

С 01 февраля 2010 года ФАС России также осуществляет контроль соблюдения антимонопольных требований, установленных Федеральным законом «О государственном регулировании торговой деятельности в Российской Федерации» № 381-ФЗ от 28 декабря 2009 г.

[1] URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_112848.

ФАС России подведомственна Правительству Российской Федерации (подчиняется непосредственно Председателю Правительства Российской Федерации). Служба представляет в Правительство Российской Федерации ежегодный доклад о результатах своей деятельности.

В структуре антимонопольного ведомства находятся территориальные управления ФАС России и центральный аппарат службы, состоящий из отраслевых управлений. По состоянию на 1 марта 2010 г. в структуру ФАС России входит 82 территориальных управления:

«О порядке проведения анализа и оценки состояния конкурентной среды на товарном рынке». Приказ ФАС РФ от 25.04.06 г. № 108, Приказ МАП РФ от 20.12.96 г. № 169, Приказ ГКАП РФ от 03.06.94 г. № 67.

Основная цель ФАС бороться с недобросовестной конкуренцией (рис. 2.6).

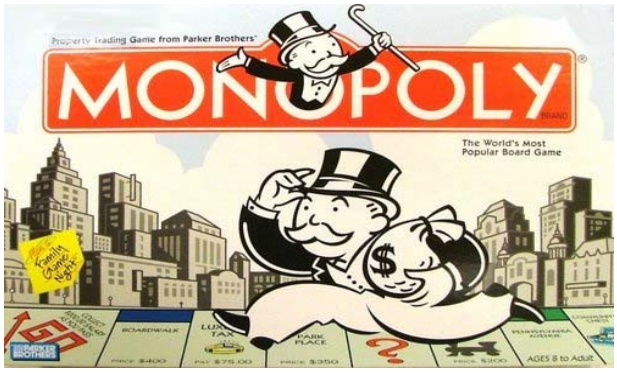



Рис. 2.6. Монополисты используют недобросовестную конкуренцию

Основные виды деятельности субъектов в соответствии с программой развития конкуренции в РФ на 2009–2012 гг. распоряжением Правительства РФ № 691-р предлагается представить в виде табл. 2.7.

Таблица 2.7

Виды деятельности субъектов

| Субъекты | Содержание работы | Цель деятельности | Срок сдачи отчета |
|---|---|---|---|
| Минэкономразвития РФ | Меры по координации работы ФОИВ и ОИВ субъектов РФ | Анализ и обобщение информации. Обеспечение реализации программы | Представляет доклад в Правительство РФ ежеквартально до 30-го числа |
| Федеральный орган исполнительной власти | Реализация программы | Информация о реализации программы | В минэкономразвития представлять ежеквартально до 10-го числа месяца |
| Субъекты регионов | Реализация программы | Информация о реализации программы | Ежемесячно |
| ФАС России | Сведения о фактах нарушения антимонопольного законодательства РФ | Принятие мер защиты развития конкуренции | В минэкономразвития ежегодно до 1 марта |

Примечание: ФОИВ – Федеральные органы исполнительной власти.

**Запрет на действия (бездействия), согласованные действия, ограничивающие** конкуренцию, предусмотрены Законом РФ № 135-ФЗ. В законе выделены следующие субъекты:

– Федеральные органы исполнительной власти;

– органы государственной власти субъектов РФ;

– органы местного самоуправления;

– органы иных организаций;

– государственные внебюджетные фонды;

– Центральный банк РФ.

Запрещается принимать акты и (или) осуществлять действия (бездействие), которые приводят или могут привести к недопущению, ограничению, устранению конкуренции, в частности запрещаются:

1) введение ограничений в отношении создания хозяйствующих субъектов в какой-либо сфере деятельности;

2) необоснованное препятствование осуществлению деятельности хозяйствующими субъектами; или к хозяйствующим субъектам;

3) установление запретов или введение ограничений в отношении свободного перемещения товаров в Российской Федерации, иных ограничений прав хозяйствующих субъектов на продажу, покупку, иное приобретение, обмен товаров;

4) дача хозяйствующим субъектам указаний о первоочередных поставках товаров для определенной категории покупателей;

5) установление для приобретателей товаров ограничений выбора хозяйствующих субъектов, которые предоставляют такие товары;

6) предоставление хозяйствующему субъекту доступа к информации в приоритетном порядке;

7) предоставление государственной или муниципальной преференции в нарушение порядка, установленного настоящим Федеральным законом.

### 2.2.2. Естественные монополии

Федеральный закон РФ «О естественных монополиях» был принят 19.06.1995 г. и позднее: **(**в ред. Федеральных законов от 08.08.2001 г. № 126-ФЗ, от 30.12.2001 г. № 196-ФЗ, от 10.01.2003 г. № 16-ФЗ, от 26.03.2003 г. № 39-ФЗ, от 29.06.2004 г. № 58-ФЗ, от 31.12.2005 г. № 199-ФЗ, от 04.05.2006 г. № 62-ФЗ).

Под **естественными монополиями понимается** – официально признанные неизбежные монополии на производство и продажу товаров и услуг, применительно к которым монополизм обусловлен либо естественными правами монополиста, либо соображениями экономической выгоды для всего государства и населения. Так, естественная монополия возникает в тех областях, где действует авторское право, ибо автор является монополистом по закону. В интересах государства выгодно иметь единые трубопроводные, энергетические сети, железнодорожные магистрали. Государственная монополия возникает также в тех сферах, где ее наличие обусловлено соображениями общественной безопасности.

Естественные монополии появились после распада СССР взамен отраслей, которые были государственными. К их числу относятся электроэнергетика, транспорт, телекоммуникации, нефтегазовая промышленность. Эти отрасли не только производят значительную часть ВВП, но и имеют большое значение в решении многих социальных вопросов. Естественные монополии представляют собой особый монопольный сегмент экономики, деятельность которого невозможна без регулирующей роли государства.

Функции Министерства РФ по антимонопольной политике и поддержке предпринимательства в части регулирования тарифов на услуги общедоступной электрической и почтовой связи были переданы Федеральной службе по тарифам.

В настоящее время Федеральная служба по тарифам является федеральным органом исполнительной власти по регулированию естественных монополий, осуществляющим государственное регулирование цен (тарифов):

– в электроэнергетике;

– в нефтегазовом комплексе;

– на железнодорожном и ином транспорте, на услуги в транспортных терминалах, портах, аэропортах;

– на услуги общедоступной электрической и почтовой связи;

– на иные виды товаров (работ, услуг), подлежащих государственному регулированию в соответствии с законодательством Российской Федерации.

Единая политика цен на услуги субъектов естественных монополий остается прерогативой Правительства РФ. Тарифы устанавливаются исходя из обоснованности затрат естественных монополистов на производство товаров (услуг). При этом учитываются издержки реализации услуг, налоги, потребность в инвестициях, стоимость основных производственных средств.

В Федеральном законе РФ 135-ФЗ уделяется внимание «**доминирующему положению хозяйствующего субъекта или нескольких хозяйствующих субъектов»** на рынке определенного товара, дающему возможность оказывать решающее влияние на общие условия обращения товара на соответствующем товарном рынке или затруднять доступ на этот товарный рынок другим хозяйствующим субъектам.

К доминирующим субъектам относят:

1) субъекты, у которых доля на рынке определенного товара превышает пятьдесят процентов;

2) субъекты, у которых доля на рынке определенного товара составляет менее чем пятьдесят процентов, но доминирующее положение такого хозяйствующего субъекта установлено антимонопольным органом;

3) доминирующим признается положение каждого хозяйствующего субъекта из нескольких хозяйствующих субъектов (за исключением финансовой организации), применительно к которому выполняются в совокупности следующие условия:

– совокупная доля не более чем трех хозяйствующих субъектов, доля каждого из которых больше долей других хозяйствующих субъектов на соответствующем товарном рынке, превышает пятьдесят процентов;

– совокупная доля не более чем пяти хозяйствующих субъектов, доля каждого из которых больше долей других хозяйствующих субъектов на соответствующем товарном рынке, превышает семьдесят процентов;

4) доминирующим признается положение хозяйствующего субъекта – субъекта естественной монополии на товарном рынке, находящемся в состоянии естественной монополии.

В соответствии с законом РФ № 135-ФЗ в ст. 12 вводится запрет на злоупотребление хозяйствующих субъектов, занимающих доминирующее положение.

1. Запрещаются действия субъекта, результатом которых являются или могут являться недопущение, ограничение, устранение конкуренции и (или) ущемление интересов других лиц:

2. Запрещаются соглашения между хозяйствующими субъектами или согласованные действия хозяйствующих субъектов на товарном рынке, если такие соглашения или согласованные действия приводят или могут привести к последствиям, перечисленным предыдущем пункте.

3. Физическим лицам, коммерческим организациям и некоммерческим организациям запрещается координация экономической деятельности хозяйствующих субъектов, если такая координация приводит или может привести к последствиям, указанным выше.

Антимонопольный орган ведет реестр хозяйствующих субъектов, доминирующих на рынке. Согласно п. 5.3.4 Положения о Федеральной антимонопольной службе, в реестре включаются: хозяйствующие субъекты, имеющие на рынке определенного товара долю более 35 %. Законом РФ «О защите конкуренции» предусматривается государственное регулирование и контроль цен (тарифов), которую ведет Федеральная служба по тарифам.

Монополистическая деятельность и недобросовестная конкуренция

За ограничение или устранение конкуренции предусматривается статья 178 УК-РФ. За злоупотребление доминирующим положением на товарном рынке предусмотрена ст. 14.31 Кодекса РФ об административных правонарушениях. Основные положения Закона РФ № 135-РФ приводятся в табл. 2.8.

Таблица 2.8

Монополистическая деятельность и недобросовестная конкуренция

| Положения Закона РФ | Возможные последствия и действия |
|---|---|
| Запрет на злоупотребление хозяйствующим субъектом доминирующего положения (ст. 10) | Ограничение или устранение конкуренции за счет:<br>1. Установление монопольно низкой или монопольно высокой цены;<br>2. Изъятия товара из обращения;<br>3. Навязывания контрагенту условий договора;<br>4. Не обоснованный отказ либо уклонения от заключения договора;<br>5. Установление различных цен на один и тот же товар |
| Запрет на ограничивающие конкуренцию | 1.Установление цен, скидок, надбавок, наценок;<br>2. Повышение, снижение, поддержание цен на торгах; |

| Положения Закона РФ | Возможные последствия и действия |
|---|---|
| соглашения или согласованные действия хозяйствующих субъектов (ст. 11) | 3. Раздел товарного рынка;<br>4. Навязывание контрагенту условий договора;<br>5. Необоснованное установление розничных цен;<br>6. Сокращение или прекращение производства товаров, на которые имеется спрос;<br>7. Препятствие доступа на товарный рынок |
| Запрет на недобросовестную конкуренцию (ст. 14) | Не допускается недобросовестная конкуренция, в том числе:<br>1. Распространение ложных, неточных или искаженных сведений;<br>2. Введение в заблуждение о качестве и количестве товара;<br>3. Разглашение информации, составляющей коммерческую тайну;<br>4. Приобретение исключительного права на средства индивидуализации продукции, работ, услуг |

Правительство Российской Федерации устанавливает правила доступа к товарам субъектов естественных монополий

### *Недобросовестная конкуренция*

Конкуренция должна заставлять хозяйствующих субъектов эффективно использовать ресурсы, снижать издержки производства и повышать благосостояние населения. В качестве арбитра, оценивающего качество продукции и потребительскую ценность, является покупатель. Однако в отдельных экономических ситуациях потребитель не всегда в состоянии самостоятельно распознать акт недобросовестной конкуренции. Недобросовестная конкуренция заключается в введении в заблуждение потребителей в отношении характеристик товаров, промышленном шпионаже, захвате монопольных положений в какой-либо сфере коммерческой деятельности и т.д.

Запрет на недобросовестную конкуренцию предусматривается ст. 14 Федерального закона РФ 135-ФЗ, к которой относится:

1) распространение ложных, неточных или искаженных сведений, которые могут причинить убытки хозяйствующему субъекту либо нанести ущерб его деловой репутации;

2) введение в заблуждение в отношении характера, способа и места производства, потребительских свойств, качества и количества товара или в отношении его производителей;

3) некорректное сравнение хозяйствующим субъектом производимых или реализуемых им товаров с товарами, производимыми или реализуемыми другими хозяйствующими субъектами;

4) продажа, обмен или иное введение в оборот товара, если при этом незаконно использовались результаты интеллектуальной деятельности и приравненные к ним средства индивидуализации юридического лица, средства индивидуализации продукции, работ, услуг;

5) незаконное получение, использование, разглашение информации, составляющей коммерческую, служебную или иную охраняемую законом тайну.

### *Функции и полномочия антимонопольного органа*

**Антимонопольный орган выполняет следующие основные функции:**

1) обеспечивает государственный контроль в области антимонопольного законодательства;

2) выявляет нарушения антимонопольного законодательства, принимает меры по прекращению нарушения антимонопольного законодательства и привлекает к ответственности за такие нарушения;

3) предупреждает монополистическую деятельность и недобросовестную конкуренцию;

4) осуществляет государственный контроль:

– за экономической концентрацией;

– за использованием земли, недр;

– за использованием водных ресурсов и других природных ресурсов;

– контролирует проведение торгов.

**Антимонопольный орган осуществляет следующие полномочия:**

1) возбуждает и рассматривает дела о нарушениях антимонопольного законодательства;

2) выдает субъектам обязательные для исполнения предписания:

а) о прекращении ограничивающих конкуренцию соглашений и (или) согласованных действий хозяйствующих субъектов;

б) о прекращении злоупотребления хозяйствующим субъектом доминирующего положения;

в) о прекращении нарушения правил не дискриминационного доступа к товарам;

г) о прекращении недобросовестной конкуренции;

д) о недопущении действий, которые могут являться препятствием для возникновения конкуренции;

е) об устранении последствий нарушения антимонопольного законодательства;

3) привлекает к ответственности за нарушение антимонопольного законодательства коммерческие организации и некоммерческие организации, их должностных лиц, должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, в случаях и в порядке, которые установлены законодательством Российской Федерации;

4) участвует в рассмотрении судом или арбитражным судом дел, связанных с применением и (или) нарушением антимонопольного законодательства;

5) ведет реестр хозяйствующих субъектов;

6) размещает на сайте антимонопольного органа в сети «Интернет» решения и предписания, затрагивающие интересы неопределенного круга лиц;

7) осуществляет контроль деятельности юридических лиц, обеспечивающих организацию торговли на рынках определенных товаров.

### 2.2.3. Государственный контроль

**Государственный контроль** осуществляется за действиями товарного рынка.

Законом РФ «О защите конкуренции» предусматривается государственное регулирование и контроль цен (тарифов), которую ведет Федеральная служба по тарифам.

Специальное правовое регулирование организации и деятельности предприятий-монополистов направлено на защиту других хозяйствующих субъектов, государства и общества. В законодательстве предусматриваются ограничения прав и возможностей предприятий-монополистов.

Контроль деятельности хозяйствующих субъектов, доминирующих на рынке, осуществляет антимонопольный орган – Федеральная антимонопольная служба (ФАС). Этот государственный орган обладает широкими полномочиями в отношении предприятий-монополистов. Он может давать им обязательные предписания по вопросам, входящим в его компетенцию. Этот орган осуществляет, в частности, государственный контроль за создание и реорганизацию коммерческих организаций.

В Законе о защите конкуренции предусмотрен государственный контроль экономической концентрации. Согласно ст. 27 этого закона, слияние коммерческих организаций учитывается:

– если суммарная стоимость их активов превышает 3 млрд р.;

– если их суммарная выручка превышает 6 млрд р. в год;

– если одна из этих организаций включена в реестр хозяйствующих субъектов, имеющих долю на рынке более чем 35 %, может осуществляться только с предварительного согласия антимонопольного органа. Аналогичный порядок установлен и в отношении присоединения коммерческих организаций.

**Коммерческие организации могут создаваться и реорганизовываться** с предварительным согласием антимонопольного органа. При этом осуществляются действия, приведенные в (табл. 2.9).

Таблица 2.9

Условия создания коммерческих организаций

| Путь создания организации | Условия |
|---|---|
| Слияние коммерческих организаций | Если суммарная стоимость активов превышает 3 млрд р. или суммарная выручка организаций более 6 млрд р., или одна из организаций выключена в реестр |
| Присоединение одной или нескольких коммерческих организаций к иной коммерческой организации | Если суммарная стоимость активов превышает 3 млрд р. или суммарная выручка организаций более 6 млрд р., или одна из организаций выключена в реестр |
| Создание коммерческой организации | Если ее уставный капитал оплачивается акциями или имуществом превышает 7 млрд р., либо суммарная выручка учредителей превышает 10 млрд р. |

| Путь создания организации | Условия |
|---|---|
| Сделки с акциями (долями), имуществом коммерческих организаций, правами в отношении коммерческих организаций с предварительного согласия антимонопольного органа | Если суммарная стоимость их активов по бухгалтерским балансам, превышает 3 млрд р. или суммарная выручка таких организаций от реализации товаров за календарный год превышает 6 млрд р.; акции и имущество превышает 150 млн р., либо если одно из указанных лиц включено в реестр |
| Приобретение долей в уставном капитале общества с ограниченной ответственностью лицом, распоряжающимся не менее чем пятьюдесятью процентами и не более чем двумя третями долей в уставном капитале этого общества | Если такое лицо (группа лиц) получает право распоряжаться более чем двумя третями указанных долей |

**Сделки с акциями, имуществом** коммерческих организаций с предварительного согласия антимонопольного органа возможны в следующих случаях:

1) в случае, если суммарная стоимость активов по последним балансам лица, приобретающего акции, права и имущество превышает семь миллиардов рублей или если их суммарная выручка от реализации товаров за последний календарный год превышает 10 млрд р. или группы лиц превышает 250 млн р.;

2) если приобретение лицом (группой лиц) голосующих акций акционерного общества более чем 25 % указанных акций;

3) если приобретение долей в уставном капитале общества с ограниченной ответственностью составит более чем одной третью долей в уставном капитале данного общества;

4) приобретение голосующих акций акционерного общества лицом, распоряжающимся не менее чем 25 % и не более чем 50 % голосующих акций акционерного общества;

5) приобретение долей в уставном капитале общества с ограниченной ответственностью лицом (группой лиц), распоряжающимся не менее чем 50 % и не более чем двумя третями долей в уставном капитале этого общества, если такое лицо (группа лиц) получает право распоряжаться более чем двумя третями указанных долей.

В Государственную антимонопольную службу представляется уведомление о совершенной сделке в срок до 30 дней. Для осуществления контроля орган регулирования вправе запрашивать у хозяйствующих субъектов информацию о лицах, располагающих более 10 % голосов в их уставных капиталах и голосов в уставном капитале другого хозяйствующего субъекта.

С целью контроля и учета деятельности субъектов естественных монополий ведется Реестр. Реестр субъектов естественной монополии отличается от Реестра хозяйствующих субъектов, доля которых на рынке определенного товара превышает 35 %.

В случае нарушения порядка согласия антимонопольного органа коммерческая организация ликвидируется, либо реорганизуется. Основанием такого

решения может оказаться доминирующее положение или ограничение конкуренции.

Коммерческие организации и некоммерческие организации (их должностные лица), федеральные органы исполнительной власти (их должностные лица), органы исполнительной власти субъектов Российской Федерации (их должностные лица)… индивидуальные предприниматели, обязаны исполнять решения и предписания антимонопольного органа в установленный такими решениями и предписаниями срок.

В случае нарушения антимонопольного законодательства в пределах своих полномочий антимонопольный орган возбуждает и рассматривает дела, принимает по результатам их рассмотрения решения и выдает предписания.

## 2.3. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ КОНКУРЕНЦИИ

### 2.3.1. Рынок совершенной конкуренции

Механизм регулирования рыночных отношений данной модели характеризуется четырьмя основными условиями[1].

**1. Однородность продукции.** Данное условие предусматривает взаимозаменяемость продукции, покупатель имеет возможность выбора равнозначного товара, причем он обычно приобретает самые дешевые. Повышение цены какого-либо производителя товаров вызывает желание покупателя приобретения их у конкурентов.

**2. Большое число мелких производителей и покупателей**. Малые размеры продажи и приобретения товаров обусловливают неспособность регулирования рынка отдельными производителями за счет создания дефицита или излишков товаров. Это предопределяет невозможность отдельных субъектов рынка оказывать влияние на цены.

**3**. **Отсутствие барьеров при входе на рынок и выходе с него.** Несоблюдение данного условия может привести к криминализированным сферам бизнеса, когда продавцы по предварительному сговору завышают цены, а предпринимателей, продающих товары по ценам ниже указанных, физически ликвидируют.

**4. Совершенная информация.** Фирмам предоставляется полная информация о ценах, налогах, условиях входа на рынок, технологиях хранения и перемещения товаров. Это позволяет фирмам принимать решения в зависимости от рыночной ситуации.

С экономической точки зрения то, что цена остается сравнительно стабильной и мало зависит от действий отдельных предпринимателей, означает эластичность спроса. «Наличие абсолютно эластичного спроса на продукцию фирмы принято называть *критерием совершенной конкуренции*».

[1] Кулешова А. Б. Конкуренция в вопросах и ответах. М. : Проспект, 2005. 256 с.

Фирма может оказаться в различной ситуации. В зависимости от соотношения издержек и доходов возможны следующие варианты поведения:

– производство ради максимизации прибыли;

– производство ради минимизации убытков;

– прекращение производства.

Механизм данной модели позволяет установить на рынке стабильную цену близкой к равновесной. Так как превышение равновесной цены приведет к перепроизводству товаров и созданию их излишков, а заниженные цены к созданию дефицита, то цена установится на равновесном уровне (близком к минимальному). Рассматриваемая модель имеет большое теоретическое значение и подробно рассмотрена многими авторами, однако, на реально существующих рынках трудно обеспечить все условия, необходимые для рынка совершенной конкуренции, поэтому следует рассмотреть модели несовершенной конкуренции.

### 2.3.2. Рынок несовершенной конкуренции

Экономические модели несовершенной конкуренции характеризуются наличием барьеров проникновения в отрасль, неоднородностью продуктов, значительной долей рынка у отдельных производителей, скрытостью рыночной информации. Отличительной особенностью является возможность влияние объемов выпускаемой продукции фирмами на уровень цен. Уменьшая объемы выпускаемой продукции, предприятия и фирмы могут создать ее дефицит и повысить цены.

Несовершенная конкуренция включает следующие модели:

– ***монополистическая конкуренция*** характеризуется сочетанием монополии и конкуренции, большим количеством предприятий, дифференциацией продукта, контролем небольшой доли рынка, использованием ценовых и неценовых методов конкуренции. Равновесная цена в долгосрочном периоде превышает равновесную цену, которая установилась бы при совершенной конкуренции, объем выпуска продукции меньше, чем наиболее эффективный[1];

– ***олигополистическая конкуренция*** характеризуется небольшим количеством предприятий, уровень цен зависит от согласованности действий руководителей фирм, входные барьеры для организации бизнеса, преимущественно неценовая конкуренция[2]:

– ***чистая монополия*** характеризуется тем, что одно предприятие выпускает уникальную продукцию, осуществляет контроль над ценами, вход в отрасль других фирм заблокирован[3].

Конкуренция между фирмами может усиливаться или ослабляться в зависимости от увеличения или уменьшения количества соперничающих фирм, из-

[1] Кулешова А. Б. Указ. соч.

[2] Азоев Г. Л. Конкуренция: анализ, стратегия и практика. М. : Центр экономики и маркетинга, 1996. 208 с.

[3] Там же.

менения спроса на товар, изменения цен, прибыли фирм, показателей использования ресурсов, затрат и качества товаров (рис. 2.7).

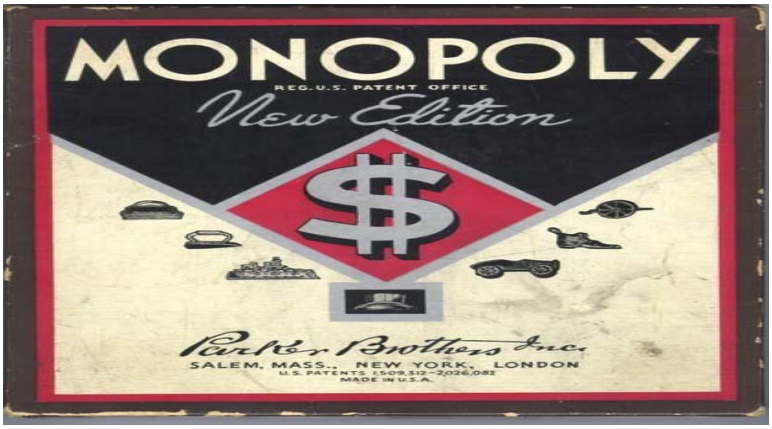



Рис. 2.7. Центр интересов монополистов – доллар[1]

Основные задачи предприятия в зависимости от типа конкурентной среды А. Г. Азоев[2] выделяет следующие.

1. В монополистической среде конкуренции:

– увеличение масштабов производства;

– повышение степени стандартизации товаров;

– исключение лишних расходов, когда ценовая конкуренция интенсивна;

– рассмотрение возможности прямого доведения продукции до потребителя с целью лучшего контроля и повышения рентабельности предприятия;

– оценка целесообразности специализации конкретных видов товаров;

– активизация действий по захвату доли локального и местного рынков.

2. В олигополистической среде конкуренции борьба производится в следующих направлениях:

– постоянное слежение за изменением цен конкурентов и соответственное стремление захвата бизнеса и дополнительной доли рынка;

– достижение негласных соглашений с другими предприятиями о фиксации и регулировании цен, распределении рынков;

– добиться лидерства в ценах, координировать свою ценовую политику, не вступая в тайные альянсы;

– проводить неценовую конкуренцию за счет продвижения товаров и рекламы.

3. В среде чистой монополии приоритетные направления следующие:

– создание условий, при которых вхождение в бизнес предприятия связан с большими трудностями;

[1] URL: http://www.7sekretov/ru/world-ranking-2011html.

[2] Азоев Г. Л. Указ. соч.

– постоянное обновление товара, совершенствование технологии, товарного ассортимента, снижение цен, использование приемов учреждения действии потенциальных конкурентов;

– борьба с вводом конкурентами товаров – заменителей;

– абсолютный контроль над рынком.

Изучение конкурентной среды связано с оценкой совокупности субъектов рынков, сил конкуренции, типами конкуренции рынков, ассортиментом товаров и др.[1]

Факторы, влияющие на конкурентную борьбу:

– размер рынка: чем больше, тем сильнее конкуренция;

– темпы роста рынка: быстрый рост облегчает проникновение на рынок;

– барьеры для проникновения новичков на рынок;

– цены;

– уровень стандартизации и сертификации товаров;

– требования к размерам капитальных вложений для входа-выхода на рынок;

– обильные технологические модули;

– вертикальная интеграция фирм;

– экономический потенциал фирмы.

### 2.3.3. Параметры моделей конкуренции

Совокупное влияние различных параметров, их взаимоотношения определяются моделью конкуренции на рассматриваемом рынке. Характеристики параметров моделей конкуренции приводятся в (табл. 2.10)[2].

Таблица 2.10

Характеристика параметров моделей конкуренции

| Параметры (признаки рынка) | Чистая конкуренция | Монополистическая конкуренция | Олигополистическая конкуренция | Монополия |
|---|---|---|---|---|
| Количество производителей | Много | Много, но товар отличается | Мало (2–8) | Один |
| Количество покупателей | Много | Много | Два и более | Один или несколько |
| Сила конкуренции | Очень сильная | Сильная | Слабая | Отсутствует |
| Доли на рынке | Малые | Малые | Большие | Вес рынок |
| Доступ к рынку | Открыт | Затруднен | Затруднен | Блокирован |
| Объем продаж | Определяется спро- | Определяется спросом, конку- | Определяется спросом, конку- | Определяется спросом |

[1] Кулешова А. Б. Указ. соч.

[2] Фатхутдинов Р. А. Конкурентоспособность организации...

| Параметры (признаки рынка) | Чистая конкуренция | Монополистическая конкуренция | Олигополистическая конкуренция | Монополия |
|---|---|---|---|---|
| | сом и конкуренцией | ренцией, сговором участников | ренцией, сговором участников | |
| Политика ценообразования | На основе спроса и предложения | На основе спроса и конкуренции | Определяется спросом и конкуренцией | Определена производителем (продавцом) |
| Роль качества в конкуренции | Очень высокая | Очень высокая | Высокая | Определяется ситуацией |
| Роль рекламы | Высокая | Высокая | Очень высокая | Определяется ситуацией |

Оценка модели конкуренции производится по совокупному влиянию параметров, ниже приводится пример определения модели конкуренции.

**ПРИМЕР**

Определить модель конкуренции для следующих условий.

**Дано**

На рынке участвует пять конкурирующих горных предприятий. Количество покупателей находится в пределах 7–8, так как продукция дорогостоящая. Сила конкуренции высокая. Доля на рынке фирм не большая. Роль качества продукции очень высокая. Норма прибыли составляет 20 %.

**Решение**

Для определения типа рынка заполним табл. 2.11 характеристиками параметров различных форм рынка, аналогично табл. 2.10.

Таблица 2.11

Характеристика параметров на различных формах рынка

| Параметры (признаки рынка) | Чистая конкуренция | Монополистическая конкуренция | Олигополистическая конкуренция | Монополия |
|---|---|---|---|---|
| Количество производителей | | | 5 | |
| Количество покупателей | | | 7–8 | |
| Сила конкуренции | | Сильная | | |
| Доли на рынке | | Малые | | |
| Доступ к рынку | | Затруднен | Затруднен | |
| Объем продаж | | Определяется Спросом, конкуренцией, сговором участников | Определяется спросом, конкуренцией, сговором участников | |
| Политика ценообразования | | На основе спроса | Определяется спросом и конкуренцией | |
| Роль качества в конкуренции | | Очень высокая | | |

| Параметры (признаки рынка) | Чистая конкуренция | Монополистическая конкуренция | Олигополистическая конкуренция | Монополия |
|---|---|---|---|---|
| Роль рекламы | Высокая | Высокая | | |
| Норма прибыли | | | 20 % | |

**Вывод**

Анализ табл. 2.11 показывает, что большинство строк заполнено в столбце «олигополистическая конкуренция», хотя имеется тенденция и к «монополистической конкуренции».

## 2.4. ДИАГНОСТИКА ФАКТОРОВ КОНКУРЕНТНОЙ СРЕДЫ

### 2.4.1. Факторы регулирования конкуренции

Конкурентная среда имеет много общих черт с маркетинговой средой. Она характеризуется совокупностью субъектов и факторов рынка, влияющих на отношения между производителем (продавцом) и потребителем продукции. Изучение макросреды сопровождается оценкой политической, демографической, научно-технической, культурной и других сред. Изучение микросреды сопровождается оценкой сил конкуренции поставщиков, торговых посредников, транспортных, маркетинговых, финансовых, потребителей, возможных заменителей товаров и др.

В конкурентной среде участвуют производители товаров, продавцы, потребители, посредники, значительное влияние оказывает государственная политика в области регулирования конкуренции, а также возможность появления новых конкурентов. Для каждого из перечисленных объектов А. Г. Азоев выделяет для оценки факторов, влияющих на конкурентную среду, следующие элементы.

1. Оценка государственной политики в области регулирования конкуренции.

В качестве анализируемых факторов следует выделить следующие:

– антимонопольная политика, возглавляемая Государственным комитетом по антимонопольной политике и поддержке новых экономических структур (ГАП) при Правительстве РФ;

– финансовая политика стимулирования конкуренции, проводимая Министерством экономики и финансов, Центральным банком РФ;

– регулирование экспорта и импорта продукции на основе лицензирования, квотирования и таможенной политики;

– государственная стандартизация продукции, технологии услуг, условий безопасности и экономичности производства, охрана окружающей среды;

– патентно-лицензионная политика и др.

2. Оценка возможности появления новых конкурентов.

Ввод новых производственных мощностей влечет за собой обострение конкуренции, уменьшение цен и снижение рентабельности. В связи с этим производится следующая оценка:

– масштабность производства, тип производства, уровень отраслевой себестоимости;

– степень дифференциации продукции. Наличие большого разнообразия моделей, модификаций, типоразмеров означает глубокую сегментацию рынка и высшую степень его занятости;

– освоение рынка и доступность проникновения в сеть оптовой и розничной торговли;

– потребность в дополнении капитальных вложений;

– характер и устойчивость связей поставщик-потребитель, создание более благоприятных условий для поставки.

3. Оценка характера влияния потребителей продукции на интенсивность конкуренции.

Сила воздействия потребителей на интенсивность конкуренции значительна при наличии следующих условий:

– потребители приобретают значительную часть продукции, производимой предприятием: уменьшение объема закупок угрожает предприятию ухудшением экономических показателей;

– приобретаемая продукция составляет значительную часть бюджета потребителя, поэтому он требователен к качеству изделия, ценам и другим характеристикам товаров;

– высокая степень стандартизации продукции обусловливает ситуацию, в которой существует большой выбор производителей одного и того же товара;

– потребитель имеет обширную информацию о продукции, производимой в отрасли, что увеличивает возможный выбор и способствует обострению конкуренции в отрасли;

– конкуренцию усиливает высокая организованность потребителей, наличие союзов, законов, специальной прессы.

4. Оценка влияния поставщиков продукции на интенсивность конкуренции.

Поставщики воздействуют на конкурентную борьбу в отрасли, главным образом, с помощью двух средств: цены и качества поставляемых товаров и оказываемых услуг. При оценке конкурентной среды следует учитывать следующие обстоятельства:

– небольшое количество поставщиков могут выбирать наиболее выгодные предложения для них по поставкам и отказывать нежелательным клиентам;

– изменение цен на поставляемую продукцию оказывает влияние на себестоимость конечных изделий;

– отсутствие заменителей поставляемой продукции снижает уровень требований к их характеристикам;

– высокий уровень специализации поставщиков для дифференцированной продукции осложняет их замену.

5. Оценка угрозы со стороны товаров-заменителей.

Товары-заменители на рынке имеют привлекательность за счет более низкой цены и ряда положительных качественных характеристик по сравнению с традиционными изделиями.

При оценке угрозы со стороны товаров-заменителей следует учитывать:

– количество эффективных заменителей производимого товара;

– объем производства товаров-заменителей;

– разницу в ценах между изделием-оригиналом и товаром-заменителем;

– легальность производства товаров-заменителей.

В рыночной экономике монополизация связывается с овладением рыночной власти корпорациями такой доли продаж, которая позволяет им навязывать обществу свои интересы.

Основными формами монополизации экономики являются картели, синдикаты, тресты, концерны, которые путем объединения ряда предприятий заключают соглашения об установлении единых цен, о делении рынков по потребителям и продукции. Сосредоточение в руках корпораций значительной доли продаж противоречит интересам общества и препятствует развитию конкурентных сил, обеспечивающих прогресс экономики. Уровень монополизации производства и реализации товара, равной 40 %, рассматривается как концентрация реальной рыночной власти, а уровень монополизации, равной 60 %, как выражение полной монополии. В связи с этим необходимо государственное регулирование рынка, усиление управления за концентрацией экономической власти, установление пределов, начиная с которых предприятие или группа предприятий может существенно влиять на рынок. В большинстве стран органами государственной статистики ведется постоянное наблюдение за процессами концентрации в промышленности как в разрезе министерств и отраслей для контроля соотношения сил конкурентов.

В России показатели статистики о концентрации учитываются в антимонопольном законодательстве. Доминирующее положение предприятия или группы предприятий возникает, если на одно предприятие приходится свыше 1/3 всего оборота на рынке, либо на три и менее предприятий − свыше 1/2 общего оборота, либо на пять и менее предприятий – свыше 2/3 оборота.

### 2.4.2. Оценка концентрации рыночных долей

Для оценки структуры региональных рынков и анализа поведения фирм может применяться индекс Лернера (L), который учитывает отклонения цены от предельных затрат:

$$L = (p - c) / c,$$

где $p$ − цена;

$c$ − предельные издержки.

Предельные издержки (с) связаны с неэффективным размещением ресурсов в условиях монополии. В условиях чистой конкуренции $L$=0. Чем более цена отклоняется от конкурентных норм, тем выше индекс Лернера.

Активность конкурентной среды влияет на построение маркетинговой политики предприятия, а также на выбор средств и методов конкурентной борьбы руководителями фирм.

Г. Л. Азоев[1] выделяет следующие агрегированные факторы, определяющие интенсивность конкуренции.

Оценка характера распределения рыночных долей между конкурентами определяется четырехдольным показателем концентрации (CR4-Concentreation Ratio), использовался с 1968 по 1984 г. Департаментом юстиции США для определения силы конкуренции в отрасли:

$$CR4 = \sum_{i=1}^{4} Vi / Vp < 0{,}75;$$

где $Vi$ – объем продаж данной ассортиментной группы i-й фирмы, i = 1, 2, 3, 4;

$Vp$ – объем рынка данной ассортиментной группы продукции.

При значении *CR4* больше 0,75 вводились ограничения на слияние фирм. Этот показатель рассчитывался и отслеживался США и Францией также для 8, 20, 50 и 100 ведущих фирм. В Германии, Англии и Канаде он рассчитывался для 3, 6 и10 фирм.

С середины 80-х гг. CR стал использоваться и в странах Восточной Европы, в частности, в Венгрии и Польше.

Недостатком показателя концентрации является его «нечувствительность» к различным вариантам распределения долей между конкурентами.

Начиная с 1984 г. В США применяется индекс Херфиндала–Хершмана, который используется в практике антимонопольной деятельности правительства США

$$Ih = \sum Di^2,$$

где $Ih$ – индекс Херфиндала (0 < Ih < 1);

$Di$ – доля i-го предприятия, доли единицы.

Если показатель Ih больше 0,18, то речь идет о низкой интенсивности (силе) конкуренции и высокой концентрации рынка, что требует вмешательства государства для нормализации ситуации на рынке. Если в этой ситуации слияние фирм ведет к увеличению индекса на 0,05 (или на 50 пунктов из 1000), то такое слияние запрещается антитрестовским законодательством США. Безопасный, с точки зрения монополизации рынок ИХХ предполагает наличие 10 и более конкурирующих фирм. Причем доля крупнейшей из них не может превышать 31 %, двух крупнейших – 44 %, трех – 54 % и четырех – 63 %.

При индексе Херфиндала-Хершмана (ИХХ) в пределах от 1000 до 1800, требуются дополнительные исследования. При ИХХ более 1800 вероятен запрет слияния фирм.

[1] Азоев Г. Л. Указ. соч.

### *Обобщающий показатель интенсивности конкуренции*

Обобщающий показатель интенсивности конкуренции (Uk) находится в пределах от нуля до единицы, чем выше показатель, тем выше конкуренция. Обобщающий показатель интенсивности конкуренции определяется по формуле:

$$Uk = \sqrt[3]{Up * Ug * Ut},$$

где *Up* – показатель интенсивности конкуренции, учитывающий рентабельность рынка;

*Ug* – показатель интенсивности конкуренции, учитывающий доли конкурентов на данном рынке;

*Ut* – показатель интенсивности конкуренции, учитывающий темпы роста объема продаж.

$$Up = 1 - Rp,$$

где *Rp* – рентабельность рынка, доли единицы;

$$Rp = П/Vp,$$

*П* – прибыль рынка, денежная единица;

*V* – объем рынка в денежных единицах.

$$Ug = 1 - n\sqrt{(1/n)\sum (Di - 1/n)^2},$$

где *n* – количество конкурирующих фирм на данном рынке товаров;

*Di* – доля i-го конкурента на рынке, доли единицы;

$$Ut = (140 - Tp) / 70,$$

где 140 и 70 предельные значения годовых темпов роста объема продаж;

*Tp* – годовой темп роста объема продаж на рассматриваемом рынке без учета инфляции, %.

Рассмотрим возможность использования данной методики на следующем примере.

**ПРИМЕР**

Определить интенсивность конкуренции горных предприятий для следующих условий.

**Дано**

Рентабельность рынка 20 %. Доля объема продаж конкурентов составляет 0,1; 0,5; 0,15; 0,15; 0,1 – всего 5 предприятий. Количество покупателей находится в пределах 7–8, так как продукция дорогостоящая. Показатель годового темпа объема продаж на рассматриваемом рынке составляет 20 %.

**Решение**

1. Определяем интенсивность конкуренции – при рентабельности рынка 20 %

$$Up = 1 - 0,2 = 0,8.$$

1. Определяем показатель интенсивности, учитывающий доли пяти конкурентов на данном рынке

$$Ug=1-5\sqrt{(1/5)*(0,1-1/5)^2+(0,5-1/5)^2+(0,15-1/5)^2+(0,15-1/5)^2+(0,1-1/5)^2}=$$

$$1-5\sqrt{0,023}=0,24.$$

3. Определяем показатель интенсивности конкуренции, учитывающий темпы роста объема продаж, составляющий 20 %

$$Ut = (140 - 20)/70 = 1,714.$$

4. Определяем обобщающий показатель интенсивности

$$Uk = \sqrt[3]{0,8*0,24*1,714} = 0,69.$$

**Вывод**

Обобщающий показатель интенсивности конкуренции Uk = 0,69 – довольно высок. Это объясняется высокой рентабельностью рынка и быстрыми темпами роста объема продаж.

## 2.5. СТРАТЕГИЯ БОРЬБЫ В КОНКУРЕНТНОЙ СРЕДЕ

### 2.5.1. Типы конкурентных стратегий горных предприятий

Стратегия достижения успеха в конкурентной борьбе должна быть направлена на обеспечение преимущества над конкурентами в долгосрочной перспективе, т.е. сроком не менее 3–5 лет. Эффективная деятельность горных предприятий в конкурентной среде имеет свои особенности, тем ни менее остановимся на основных типах конкурентных стратегий.

Стратегии конкурентной борьбы уделено большое внимание в работах Р. А. Фатхутдинова, А. Б. Юданова, Л. Г. Раменского, Дж. П. Грейманa. Выделяется четыре типа стратегий, ориентированных на разные условия экономической среды и ресурсы, находящиеся в распоряжении фирмы. Каждая стратегия увязывается с определенными сегментами рынка.

**Виолентная** (силовая) стратегия конкурентной борьбы ориентирована на снижение издержек производства за счет эффекта масштаба, добыча полезных ископаемых шахтами и рудниками с большой производственной мощностью, пуск обогатительных фабрик высокой производительности, применение мощного горно-транспортного оборудования. Участие в глобальном секторе рынка, выпуск стандартной продукции. Снижение себестоимости, повышение производительности труда и, в конечном итоге снижение цен на продукцию для повышения конкурентоспособности горного предприятия.

«Гордые львы» – первая стадия в развитии гигантских фирм – виолентов. Компании быстро растут и завоевывают рынок, обычно возглавляют технический прогресс отрасли промышленности.

«Могучие слоны» – вторая стадия развития виолента. Фирмы отличаются крупными размерами, имеют средний устойчивый рост.

«Неповоротливые бегемоты» – завершающая стадия виолента. Фирма сохраняет большие размеры, но теряет динамичность развития.

В горной промышленности данный вид стратегии наиболее распространен в период истощения запасов руды с высоким содержанием драгоценных металлов.

Ценовая политика определяется затратами на разработку месторождений, если издержки производства превышают цены, то предприятия несут убытки и закрываются.

**Эксплерентная** (пионерная) стратегия конкурентной борьбы ориентирована на радикальные инновации, относится к сектору рынка, вносящему изменения для специализированного бизнеса. К таким инновациям можно отнести разработку новых месторождений, применение новых технологий, например, кучное выщелачивание.

Одним из направлений стратегии – создание новых товаров из драгоценных металлов и брильянтов, расширение рынка сбыта, повышение качества товаров. Стратегия имеет большой риск, фирмы иногда терпят крах, в то же время являются двигателем научно-технического прогресса. В горной промышленности возможности применения данной стратегии ограничены, но в отдельных случаях имеются возможности попутной добычи некоторых минералов или повышения качества продукции за счет селективной выемки полезных ископаемых, а также повышения качества продукции при обогащении и металлургическом переделе.

**Коммутантная** (соединяющая) стратегия конкурентной борьбы предполагает максимально гибкое удовлетворение не больших по объему (локальных) потребностей рынка с использованием стандартного бизнеса. Коммутанты готовы использовать любую возможность для бизнеса, приспособиться к кратковременным нуждам конкретных клиентов. Данная стратегия может быть использована небольшими горными предприятиями при разработке месторождений, продукция которых может быть использована на местных рынках, например, добыча строительных материалов, энергетического сырья в удаленных районах Севера и Дальнего Востока.

**Патиентная** (нишевая) стратегия конкурентной борьбы заключается в выпуске ограниченного количества узкоспециализированной продукции высокого качества, товары адресуются тем, кого не устраивает обычная продукция. Примером возможности применения данной стратегии может служить добыча радиоактивного сырья для атомной энергетики.

Г. Л. Азоев, рассматривая формирование стратегии конкуренции, уделяет особое внимание обеспечению преимуществ над конкурентами, необходимым рыночным условиям, требованиям к организации производства и управления, возможным дестабилизирующим факторам. Выбор базовой стратегии является основой конкурентного поведения предприятия на рынке и обеспечивает преимущества над конкурентами. Обобщение теории и практики позволило Г. Л. Азоеву выделить следующие базовые стратегии конкуренции[1].

[1] Азоев Г. Л., Челенков А. П. Конкурентные преимущества фирмы. М. : Тип. новости, 2000. 254 с.

### 2.5.2. Стратегия снижения себестоимости продукции горных предприятий

Стратегия снижения себестоимости продукции основывается на массовом выпуске стандартной продукции. Предприятие снижает себестоимость за счет сокращения постоянных издержек, высокой производительности труда, применения эффективных технологий разработки месторождений. Снижение себестоимости продукции позволяет назначать более низкие цены и завоевывать рынок. Коммерческий успех предприятий при снижении цен сопровождается эластичным спросом: процентное изменение количества реализуемой продукции превышает процентное изменение цен.

Преимущество данного вида стратегии обеспечивается:

– дополнительный рост объема продаж и получения прибыли за счет уменьшения рыночной доли конкурентов с более высокой ценой на аналогичные изделия;

– ужесточение входного барьера по себестоимости для предприятий, стремящихся в данный бизнес;

– вытеснения товаров-заменителей;

– создания имиджа добросовестного и надежного партнера, заботящегося о бюджете потребителя.

К необходимым рыночным условиям относятся:

– спрос на выпускаемую продукцию эластичен по цене и достаточно однороден по структуре;

– предприятие обладает большой долей на рынке и имеет широкий доступ к дешевым сырьевым ресурсам;

– предприятие производит стандартизованную продукцию.

Требования к организации производства и управления следующие: высокий уровень механизации и автоматизации процессов, технологии, жесткий контроль себестоимости продукции, преимущественно оптовая реализация продукции.

К возможным дестабилизирующим факторам относят: технологические нововведения, изменения вкусов потребителей, появление новых более совершенных товаров.

Максимального эффекта от увеличения объема продаж вследствие снижения цены можно в том случае, если при данном объеме продаж минимизируются полные затраты, приходящиеся на единицу продукции.

Определить снижение себестоимости за счет увеличения объемов производства, сокращения расхода материалов и повышения производительности труда можно по следующим формулам.

Общая величина изменения себестоимости продукции:

$$\pm\Delta C_{общ} = \pm \Delta C_{н.ц} \pm \Delta C_{п.т} \pm \Delta C_{v},$$

где $\Delta C_{н.ц}$ – изменение величины себестоимости от изменения норм и цен на вспомогательные материальные, горное оборудование, транспорт и энегозатраты;

ΔСп.т – изменение величины себестоимости от роста производительности труда и изменения заработной платы работников рудника или шахты;

ΔСv – изменение величины себестоимости продукции от изменения объемов производства.

$$\Delta Сн.ц = (Jн \cdot Jц – 1)\ Ун \cdot 100\ \%,$$

где Jн – индекс норм на материальные затраты;

Jц – индекс цен на материальные затраты;

Ун – доля материальных и энергетических затрат в себестоимости продукции.

$$Сп.т = (Jз.п / Jп.т – 1)\ Уз.п \cdot 100\ \%,$$

где Jз.п – индекс заработной платы;

Jп.т – индекс производительности труда (выработка);

Уз.п – доля заработной платы с отчислениями на социальные нужды в себестоимости продукции.

$$\Delta Cv = (Jу.п / Jv – 1) Уу.п \cdot 100\ \%,$$

где Jу.п – индекс условно-постоянных расходов;

Jv – индекс объема производства;

Уу.п – доля условно-постоянных расходов в себестоимости продукции.

**ПРИМЕР**

Определить величину изменения себестоимости продукции на горном предприятии для следующих условий.

а) Дано. Затраты на материальные и энергетические ресурсы увеличились на 15 %, а цены за этот же период повысились на 10 %. Доля материальных ресурсов в себестоимости продукции составляет 30 %.

Решение

$$\Delta Сн.ц = (1{,}15 \cdot 1{,}1 – 1)\ 0{,}3 \cdot 100 = 7{,}95\ \%.$$

Вывод. Себестоимость увеличится на 7,95 %.

б) Дано. Производительность труда повысилась на 30 %, заработная плата на 10 %, доля заработной платы в себестоимости составляет 40 %.

Решение

$$\Delta Сп.т = (1{,}1/1{,}3 – 1)\ 0{,}4 \cdot 100 = – 6{,}15\ \%.$$

Вывод. Себестоимость снизится на 6,15 %.

в) Дано. Объем производства увеличивается на 50 %, а индекс условно-постоянных расходов на 10 %. Доля условно-постоянных расходов в себестоимости продукции – 60 %.

Решение

$$\Delta Cv = (1{,}1/\ 1{,}5 – 1)\ 0{,}6 \cdot 100 = –16\ \%.$$

Вывод. Себестоимость снизится на 16 %.

г) Общий вывод. Суммарная величина изменения себестоимости продукции для данного примера

$\Delta$Собщ = 7,95 – 6,15 – 16 = –14,2 %, т. е. в целом себестоимость продукции горного предприятия снижается на 14,2 %.

### 2.5.3. Стратегия дифференциации продукции

Данная стратегия направлена на продукцию, пользующуюся ограниченным спросом, для которой ценовая стратегия мало приемлема, коэффициент эластичности спроса по цене возможен менее единицы, товары могут заинтересовать специфические группы покупателей.

Дифференциация основывается на специализации и добычи полезных ископаемых, имеющих высокую ценность, как, например, добыча алмазов и золота.

Преимущества данного вида стратегии:

– дополнительный рост объема продаж и получение сверхприбыли за счет высокой ценности минералов;

– разрушения стратегии конкурентов в области снижения себестоимости стандартной продукции.

К необходимым рыночным условиям относят:

− тщательное изучение потребностей покупателей;

− наличие мощной маркетинговой службы, высокий уровень проектной подготовки и опытного производства с высокими технологиями;

– различные варианты предложений продукции с учетом спроса;

– выделение отличительных характеристик продукции для восприятия и оценки их потребителями;

– проведение конкуренции в неценовой области.

К возможным дестабилизирующим факторам относят:

– высокие издержки на добычу полезных ископаемых, их обогащение и реализацию готовой продукции;

– возможное значительное понижение цен на биржевых рынках и повышение цен на горное оборудование;

– появление новых горных предприятий-конкурентов.

### 2.5.4. Стратегия сегментирования рынка

Данная стратегия применяется, когда горное предприятие уклоняется от применения двух предыдущих стратегий конкуренции: ценовой и дифференциации продукции.

Стратегия сегментирования направлена на обеспечение преимуществ над конкурентами в обособленном и часто единственном сегменте рынка. В основу закладываются географические, психологические, поведенческие или демографические принципы.

Преимущества данного вида стратегии в том, что предприятие может обслуживать свой узкий целевой рынок более эффективно, чем конкуренты, кото-

рые распределяют свои ресурсы на всем рынке. Имея низкую себестоимость продукции, предлагая широкий выбор для конкретного сегмента рынка, предприятие защищает себя от противодействий со стороны предприятий, использующих другие стратегии конкуренции. Данная стратегия может привести к высокой прибыли, если продукция полностью отвечает требованиям и желаниям потребителей выбранного сегмента.

К необходимым рыночным условиям относят:

– высокий уровень специализации всего комплекса маркетинговых работ в выбранной нише;

– емкость ниши должна соответствовать возможностям компании;

– конкуренты не пытаются специализироваться на конкретных сегментах рынка, предпочитая обслуживать все группы потребителей;

– ресурсы предприятия не позволяют обслуживать весь рынок;

– существуют определенные группы потребителей данного товара.

Требования к организации производства и управления следующие:

– организация структуры управления по товарным группам;

– высокая степень диверсификации производственной деятельности;

– близкое расположение производственных отделений к потребителям;

– наличие фирменной (собственной) розничной сети.

К возможным дестабилизирующим факторам относят:

– уменьшение цен на аналогичные товары предприятиями-конкурентами;

– более широкое предложение товаров предприятиями, использующими стратегию снижения себестоимости продукции;

– конкуренты концентрируют свою деятельность и вытесняют предприятие с данного сегмента рынка.

Для драгоценных металлов можно выделить следующие основные факторы инвестирования в золото.

Во-первых, золото обладает тезаврацинной ценностью, т.е. концентрация драгоценного металла вне государственного сектора, с целью накопления и страхования от убытков и потерь вследствие обесценения денег;

Во-вторых, снижает волатильность портфеля (благодаря включению в стоимость золота инфляционных рисков);

В-третьих, это альтернативное направление инвестиций в период нестабильности на мировом рынке.

Основные страны-потребители золота четко подразделяются на две группы. С одной стороны – это группа технически развитых стран. Они сравнительно широко используют золото в различных областях (электроника, зубопротезирование и др.). Другой группой государств являются те страны, в которых основная доля золота, а иногда и вся его масса потребляется на нужды только ювелирной промышленности.

Структура спроса и её динамика за последние годы изменялась в сторону уменьшения ювелирной промышленности и увеличения инвестиционного спроса на реальный металл

За последние пять лет ювелирный сектор, промышленность и ETF-фонды уступили долю рынка инвестициям в слитки и монеты и покупкам центральных банков (табл. 2.12).

Таблица 2.12

Спрос на золото в разрезе сегмента рынка за 2008–2012 гг.

| Секторы рынка | 2008–2011 | 2012 |
|---|---|---|
| Ювелирные изделия | 48 | 43 |
| Слитки и монеты | 28 | 29 |
| Чистые покупки центральным банком | 4 | 12 |
| Промышленные изделия | 11 | 10 |
| ETF и аналоги продуктов | 9 | 6 |

Примечание: таблица составлена по данным агентства Thomson Reuters GFMS, Всемирный совет по золоту.

### 2.5.5. Стратегия внедрения новшеств

Большинство монополий возникло на базе открытий, изобретений и других новшеств, позволивших создать новый рынок с широкими возможностями и перспективой ускоренного рынка. Данная стратегия применима для горных предприятий, разрабатывающих новые месторождения полезных ископаемых.

Преимущества данного вида стратегии:

– получение сверхприбыли возможно за счет монопольно устанавливаемых цен;

– гарантированное получение прибыли в течение определенного периода времени;

– монопольно владея недрами на период действия лицензии;

– создание имиджа товара, использующего собственные достижения в области науки и техники для полной реализации потенциальных возможностей потребителей.

К необходимым рыночным условиям относят:

– наличие потенциального спроса на предлагаемую продукцию;

– заинтересованность крупных горных предприятий, готовых поддержать инновацию.

Требования к организации производства и управления: высокая научно-техническая квалификация персонала, проектная (матричная) структура управления.

К возможным дестабилизирующим факторам относят:

– большие объемы инвестирования;

– высокие издержки на начальных этапах освоения месторождения;

– высокий риск банкротства.

### 2.5.6. Стратегия немедленного реагирования на потребности рынка

Основной принцип проведения данной стратегии – выбор и реализация проектов наиболее рентабельных в рыночных условиях. Предприятия, ставящие на быстрое реагирование, готовы к немедленной оценке производства, изменениям масштабов в соответствии с тенденциями развития рыночной ситуации.

Преимущества данного вида стратегии:

– получение сверхприбыли за счет высокой цены на дифференцированную продукцию;

– высокая заинтересованность потребителей в приобретении товара;

К необходимым рыночным условиям относят:

– спрос на продукцию неэластичен;

– небольшое количество конкурентов;

– нестабильность рынка.

Требования к организации производства и управления:

– небольшое гибкое неспециализированное предприятие с высокой степенью дифференциации;

– высокая степень мобильности персонала;

– маркетинговая служба, ориентированная только на высокорентабельные не долгосрочные проекты.

К возможным дестабилизирующим факторам относят:

– высокие удельные издержки;

– отсутствие долгосрочных перспектив в конкретном бизнесе;

– неустойчивость внешней среды;

– отсутствие гарантий в получении прибыли;

– высокий риск банкротства.

### 2.5.7. Стратегия установления цен

В конкурентной борьбе горных предприятий ценообразование занимает очень важное место.

В зависимости от качества товаров классиками маркетинга предлагаются различные стратегии установления цен (табл. 2.13).

Таблица 2.13

Стратегия установления цен

| Качество | Высокая цена | Средняя цена | Низкая цена |
|---|---|---|---|
| Высокое | 1. Стратегия премиальных наценок | 2. Стратегия глубокого проникновения | 3. Стратегия повышенной ценностной значимости |
| Среднее | 4. Стратегия завышенной цены | 5. Стратегия среднего уровня | 6. Стратегия доброкачественности |
| Низкое | 7. Стратегия ограничения | 8. Стратегия показного блеска | 9. Стратегия низкой ценностной значимости |

Как правило, выделяют следующие основные виды цен:

1. Предельная цена на товар, как максимально допустимая, лимитная для конкурентов.

2. Цена, установленная в соответствии со стратегией «снятия сливок» с рынка.

3. Цена, установленная в соответствии со стратегией прочного внедрения на рынок. Эта цена, как правило, ниже цены конкурентов.

4. Ступенчатые цены на товары одного параметрического ряда, в рамках товара ассортимента данного продавца.

5. Цена лидера рынка.

6. Престижная, очень высокая цена на товары очень высокого качества.

7. Психологическая или неокругленная цена, например 99; 49,5 и т.д.

8. Цены на дополняющие комплектующие товары.

9. Скорректированные цены с учетом: транспортных расходов, географических условий, скидок, изменения спроса и цен конкурентов.

Основными методами определения цены являются следующие:

1. На основе издержек (С) и рентабельности (R) товара

$$Ц = C\ (1 – R/\ 100).$$

2. На основе установления нормативной прибыли (Пн), обеспечивающей безубыточность предприятия при условии, что издержки производства оптимальные

$$Ц = C + Пн.$$

3. На основе оценки экспертами качества товара и спроса на него

$$Ц = \sum Цi\ /\ n,$$

где Цi – цена товара, установленная i-м экспертом;

n – количество экспертов – специалистов в данной области (рекомендуется не менее семи).

4. На основе анализа динамики цен конкурентов в соответствии с Законами РФ о конкуренции, монополии и предварительной рекламной продажи своего товара.

5. На основе закрытых торгов.

6. На основе применения математико-статистических методов

$$Ц = f(\ Xi\ ),$$

где Xi –показывает i–й параметр товара.

7. Предельная (лимитная) цена на проектируемый товар на стадии стратегического маркетинга

$$Цл = Пн\ \cdot Знорм \cdot Jз.потр,$$

где Пн – потенциальный, полезный эффект проектируемого товара за нормативный срок его службы;

Знорм – норматив затрат на производство нового товара на единицу полезного эффекта

$$Знорм = Цб / Пб,$$

где *Цб* – приведенная цена лучшего мирового образца;

*Пб* – полезный эффект лучшего мирового образца;

Jз.потр – индекс снижения затрат потребителя

$$Jз.потр = Зпотр.б / Зпотр.н,$$

где *Зпотр.б* – затраты на потребление лучшего мирового образца за срок его службы;

*Зпотр.н* – тоже для нового образца.

Средние цены на золото устанавливаются в результате торгов на биржах Лондона и Нью-Йорка. За период с 2002 по 2012 г. отмечался неуклонный рост цен на драгоценные металлы, а с ноября 2012 г. наметился спад роста цен на золото (рис. 2.8).

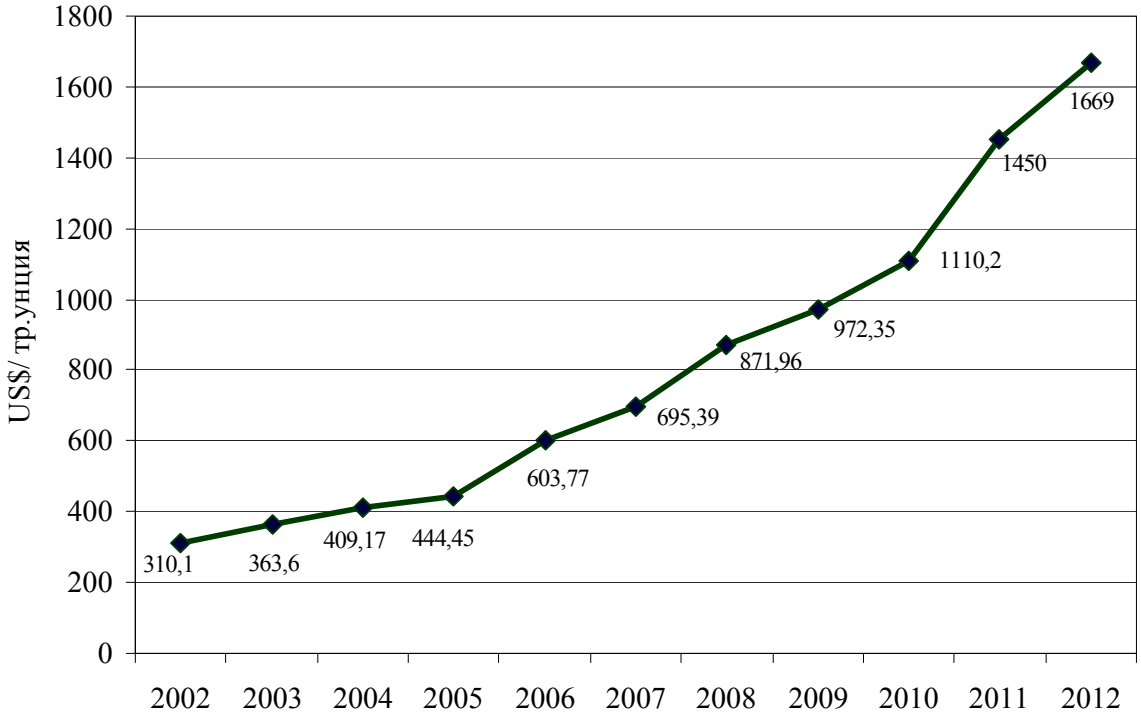



Рис. 2.8. Динамика среднегодовых цен на золото (источник GFMS)

Главными причинами роста цен на золото являются:

– ослабление доллара США к мировым валютам за данный период, снижение курса доллара заставляет инвесторов искать альтернативные инвестиционные инструменты, в числе которых на первом месте – золото;

– нестабильная геополитическая ситуация в мире;

– бурное развитие ювелирной промышленности, которая использует более 40 % производимого в мире золота.

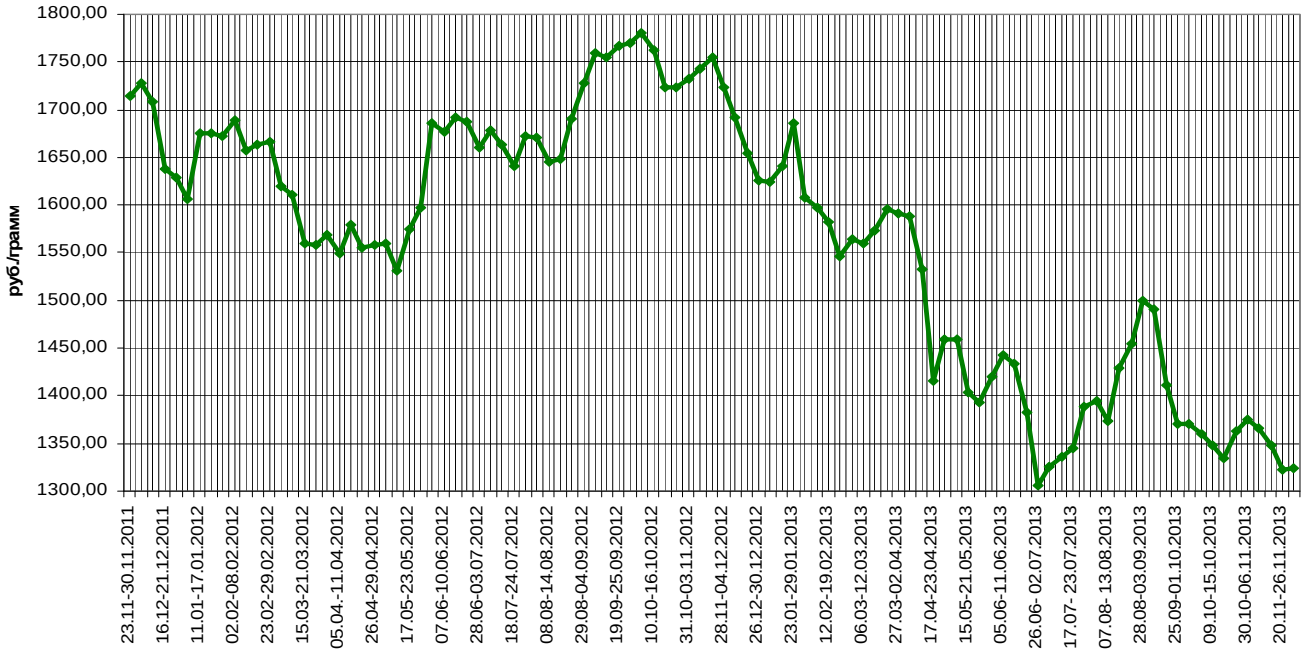



Рис. 2.9. Динамика цены на золото по данным Центрального Банка России за период 30.11.2011 г. – 03.12.2013 г.

### 2.5.8. Оценка конкурентных позиций предприятия

Методика определения конкурентных позиций фирмы рассматривается в работе М. И. Кныша[1]:

$$Ксф = К1 \cdot К2 \cdot К3,$$

где *Ксф* – конкурентный статус фирмы;

*К1* – уровень стратегических капиталовложений;

*К2* – степень оптимальности стратегии;

*К3* – уровень возможности компании.

Уровень К1 определяется как отношение фактической рентабельности капиталовложений в основные производственные фонды (*Rф)* к оптимальной рентабельности *(Ro)*

$$К1 = Rф / Ro.$$

Степень оптимальности стратегии (*К2*) определяется отношением набора факторов, характеризующих фактические показатели (Sф) и возможные оптимальные (So), предлагаемые в табл. 2.14 [15].

$$К2 = Sф / So.$$

[1] Кныш М. И. Конкурентные стратегии. СПб. : С.-Петерб. ун-т экономики и финансов, 2000. 284 с.

Таблица 2.14

Оценка изменений в прогнозируемом росте стратегической зоны хозяйствования

| Стратегическое направление | Критерии | Sф | So | Sф /So |
|---|---|---|---|---|
| 1. Стратегическая деятельность | Рентабельность<br>Эффективность капиталовложений<br>Уровень насыщенности спроса<br>Структура ассортимента | | | |
| 2. Стратегия роста потенциала компании | Перспективы увеличения объема производства товаров<br>Перспективы расширения рынка<br>Финансовое состояние компании<br>Перспективы повышения показателя «прибыль на акцию» | | | |
| 3. Стратегия удовлетворения потребностей | Уровень качества продукции<br>Доминирование на рынке<br>Удельный вес присутствия на рынке | | | |
| 4. Стратегия научно-технического развития | Уровень радикальности нововведений<br>Эффективность инвестиций<br>Темп и режим обновления технологий | | | |
| 5. Стратегия конверсии деятельности | Уровень предпринимательства<br>Эффективность производства и сбыта | | | |
| 6. Стратегия конкуренции на товарном рынке | Рост объема продаж<br>Доля на рынке<br>Рентабельность | | | |
| 7. Стратегия конкуренции и кооперации в создании новой продукции и технологии | Перспективы лидерства в продукции и технологии<br>Эффективность мотивов соперничества<br>Эффективность мотивов равенства и кооперации | | | |

Примечание: для получения среднего значения сумму показателей следует разделить на количество оцениваемых показателей.

К3 определяется как отношение параметров, характеризующих действующий потенциал (*Сф)* и будущий потенциал предприятия *(Со*) (табл. 2.15).

Конкурентная позиция фирмы определяется в зависимости от значений *Ксф.* Если *Ксф* находится в пределах от 0 до 0,1, то это слабая позиция стратегической зоны хозяйствования.

Таблица 2.15

Оценка потенциала предприятий (компаний)

| Функции компании | Составляющие потенциала | Сф | Со | Сф/Со |
|---|---|---|---|---|
| Общее управление | Эффективность деятельности<br>Темпы роста производства<br>Уровень технологий | | | |
| Оперативное управление | Творческий потенциал руководителей и специалистов<br>Финансовое состояние | | | |

| Функции компании | Составляющие потенциала | Сф | Со | Сф/Со |
|---|---|---|---|---|
| | Участие трудящихся в управлении | | | |
| НИОКР | Система научно-технического развития<br>Материально-техническая база<br>Мотивация нововведения | | | |
| Производство | Ритмичность<br>Износ горного оборудования<br>Мотивация труда<br>Квалификация рабочих кадров<br>Материально-техническое снабжение | | | |
| Маркетинг | Исследование рынков<br>Стабильность сбыта<br>Реклама<br>Имидж компании у потребителя | | | |

Если *Ксф* в интервале от 0,1 до 0,5 – недостаточно сильная позиция стратегической зоны хозяйствования;

Если *Ксф* в интервале от 0,5 до 1,0 – сильная позиция стратегической зоны хозяйствования.

## 2.6. АНАЛИЗ УРОВНЯ КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ

### 2.6.1. Методы оценки уровня качества продукции

Оценка конкурентоспособности продукции осуществляется на основе комплекса показателей, среди которых наиболее важны следующие: качество товара, цена, затраты в сфере потребления, качество сервиса.

Уровень качества продукции – это относительная характеристика качества, основанная на сравнении значений показателей качества оцениваемой продукции с базовыми значениями соответствующих показателей. Для оценки качества продукции применяют дифференциальный, комплексный или смешанные методы.

1. Дифференциальный метод основан на использовании единичных показателей:

$$Qi = Pi/Pib,$$

где Qi – относительный показатель качества i-й продукции;

Pi – значение i-го показателя качества оцениваемой продукции;

Pib – величина i-го базового показателя;

$i = 1 \ldots n$ – количество оцениваемых показателей качества.

При наличии нормативных (проектных) ограничений для показателей качества:

$$Qi = (Pi - Pin) / (Pib - Pin),$$

где *Pin* – нормативное (проектное) значение i-го показателя.

2. Комплексный метод основан на применении обобщенного показателя качества, может быть использован при выборе горного оборудования и транс-

порта. Он представляет собой функцию от единичных показателей. Примером может служить производительность горного оборудования. Например, производительность экскаватора зависит от нескольких факторов: емкости ковша экскаватора, скорости и времени элементов цикла, перерывов, коэффициента использования во времени и т. д.

3. Средние взвешенные показатели (арифметический или геометрический) с учетом весомости усредняемых показателей:

$$W = \sum_{i=1}^{n} mi * Pi, \text{ или } W = \sum_{i=1}^{n} mi * Qi,$$

W – средневзвешенный арифметический показатель;

*m i* – параметр весомости i-го показателя.

4. Индекс качества (Ик) – это комплексный показатель качества разнородной продукции

$$Ик = \sum_{i=1}^{s} Bi \frac{Ki}{Kib},$$

Bi – коэффициент весомости i-го вида продукции, определяемый отношением относительной стоимости данного вида продукции к общей стоимости;

Ki – комплексный показатель качества i-го вида продукции;

Kib – базовый комплексный показатель качества i-го вида продукции;

I =1 … s – количество продукции.

**ПРИМЕР**

Определить какой из двух товаров (1 и 2) имеет лучший индекс качества.

**Дано**

Исходные данные приводятся в табл. 2.16.

Буквой «В» обозначено значение весомости показателей качества, К1 и К2 – количественные показатели качества, оцененные экспертами для первого и второго товара по 10-балльной шкале, Кб1 и Кб2 – количественные показатели качества базовых – эталонных товаров (первого и второго).

**Решение**

Расчеты проводятся по вышеприведенным формулам и приводятся в табл. 2.16. Результатом расчета являются индексы качества первого и второго товаров – *Ик1* и *Ик2,* которые суммируются для выявления комплексного показателя.

Таблица 2.16

Определение комплексных показателей качества двух товаров

| Показатель | *В* | *К1* | *К2* | *Кб1* | *Кб2* | *К1/Кб1* | *К2/Кб2* | *Ик1* | *Ик2* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Назначение | 30 | 6 | 9 | 7 | 8 | 0,857 | 1,125 | 25,71 | 33,75 |
| Экономический | 10 | 6 | 8 | 7 | 8 | 0,857 | 1,00 | 8,57 | 10,0 |
| Обогатимость | 10 | 5 | 7 | 6 | 6 | 0,833 | 1,166 | 8,33 | 11,66 |
| Сохранность | 10 | 5 | 8 | 7 | 7 | 0,714 | 1,143 | 7,14 | 11,43 |
| Дальность перевозки | 10 | 8 | 6 | 7 | 7 | 1,142 | 0,837 | 11,42 | 8,57 |
| Транспортабельность | 10 | 6 | 5 | 5 | 5 | 1,200 | 1,000 | 12,0 | 10,0 |

| Показатель | *В* | *К1* | *К2* | *Кб1* | *Кб2* | *К1/Кб1* | *К2/Кб2* | *Ик1* | *Ик2* |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Стандартизации | 5 | 5 | 4 | 4 | 6 | 1,250 | 0,666 | 6,25 | 3,33 |
| Экологический | 5 | 8 | 6 | 3 | 7 | 2,66 | 0,857 | 13,33 | 4,28 |
| Безопасности | 10 | 6 | 4 | 5 | 7 | 1,20 | 0,571 | 12,00 | 5,71 |
| Итого | | | | | | | | 104,75 | 98,73 |

**Вывод**

Первый товар имеет более высокие комплексные показатели качества, следовательно, он имеет преимущества на рынке.

### 2.6.2. Экспертные методы оценки качества продукции

Существуют различные экспертные методы оценки качества продукции. Классифицируют методы экспертизы на объективные (измерительные) и эвристические (органолептические, экспертные и социальные). При оценке конкурентоспособности месторождений полезных ископаемых обычно применяется метод ранжирования с учетом запасов, трудности освоения месторождения и других факторов[1].

В сложных случаях для выбора лучших вариантов привлекается несколько экспертов. Групповая экспертная оценка (метод Дельфы) можно проследить на следующем примере.

**ПРИМЕР**

Для определения порядка отработки (ранжирования) шести месторождений полезных ископаемых (объектов) привлечено 5 экспертов, которые проводят оценку объектов без предварительного обсуждения,

1. Каждый эксперт независимо от других (анонимно) фиксирует свое мнение в матрице, используя метод парных сравнений (табл. 2.17). Ранг объекта определен в столбце «итог».

Таблица 2.17

Ранжирование шести объектов методом парного сравнения

| Номер объекта | Номер объекта | | | | | | Итог |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | |
| 1 | X | 1 | 0 | 1 | 1 | 0 | 3 |
| 2 | 0 | X | 1 | 0 | 1 | 1 | 3 |
| 3 | 1 | 0 | X | 1 | 0 | 0 | 2 |
| 4 | 0 | 1 | 0 | X | 0 | 0 | 1 |
| 5 | 0 | 0 | 1 | 0 | X | 0 | 1 |
| 6 | 1 | 0 | 1 | 1 | 1 | X | 4 |

2. Подводится суммарный итог ранжирования в табл. 2.17. Оценки экспертов суммируются по горизонтальным строчкам в столбик «сумма рангов».

3. Проводится оценка согласования мнений экспертов с использованием коэффициента конкордации – W.

[1] Мишин В. М. Управление качеством. М. : Юнити-Дана, 2000. 303 с.

$$W = 12\,S / ( n^2 ( m^3 – m )),$$

*S* – сумма квадратов отклонений всех оценок рангов каждого объекта экспертизы от среднего значения;

*n* – количество экспертов;

*m* – количество объектов экспертизы.

Среднее значение определяют по формуле n·(m+1)/2. Подставив в формулу принятые значения количества объектов и экспертов (табл. 2.18), получим 5·(6+1)/2=17,5. Отклонения от средней величины показаны в столбце 8, а квадраты отклонений в столбце 9. Сумма квадратов отклонений равна 231,5. Коэффициент конкордации равен *W=12·231,5/(25·(216–6))=0,53.*

Таблица 2.18

Расчет согласованности мнений экспертов

| Номер объекта | Оценка эксперта | | | | | Сумма рангов | Отклонение от среднего (15,5) | Квадрат отклонения |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 2 | 1 | 12 | –5,5 | 30,25 |
| 2 | 4 | 6 | 5 | 5 | 3 | 23 | 5,5 | 30,25 |
| 3 | 2 | 5 | 2 | 2 | 5 | 16 | –1,5 | 2,25 |
| 4 | 1 | 2 | 1 | 3 | 2 | 9 | –8,5 | 72,25 |
| 5 | 1 | 1 | 2 | 1 | 2 | 7 | –9,5 | 90,25 |
| 6 | 4 | 3 | 6 | 3 | 4 | 20 | 2,5 | 6,25 |
| Итого | | | | | | | | 231,5 |

**Вывод**

Рассчитанный коэффициент конкордации W = 0,53 дает допустимую сходимость мнений – более 0,5. Однако желательно его повысить, поэтому в соответствии с методом «Дельфы», следует продолжить обсуждения мнений экспертов. Процедура оценки объектов и определения коэффициента конкордации повторяется (до 3–4 раз) пока не коэффициент W, приближающийся к единице.

Рассчитанную величину коэффициента конкордации следует взвешивать по критерию Пирсона ($X^2$) с определенным уровнем значимости (В). Обычно значимость задается в пределах 0,005–0,05: это соответствует вероятности 0,995 – 0,95. Мнение экспертов[1] окончательно признается согласованным, если расчетная величина $X^2 расч >$ табличной $X^2$.

Расчетная величина $X^2 расч$ определяется по формуле

$$X^2 расч = nW\,(m–1).$$

Для приведенного примера расчетное значение $X^2 расч$=5·0,53 (6–1) = 13,3 больше табличных значений критериев Пирсона (табл. 2.19), равного 11 для уровня значимости – В = 0,05. Следовательно, сходимость мнений удовлетворительная.

[1] Мишин В. М. Указ. соч.

Таблица 2.19

Табличные значения критерия Пирсона

| Уровень значимости (В) | Число степеней свободы, (m-1) | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 5 | 7 | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 |
| 0,005 | 7,8 | 13 | 17 | 20,5 | 25 | 33 | 40 | 47 | 54 |
| 0,025 | 5 | 9,3 | 12,7 | 16 | 20,5 | 27,5 | 34 | 40 | 47 |
| 0,05 | 3,8 | 7,8 | 11 | 14 | 18,5 | 25 | 31 | 38 | 44 |

### 2.6.3. Упрощенный метод оценки уровня конкурентоспособности горного оборудования по экономическим показателям

Оценку уровня конкурентоспособности горного оборудования по экономическим показателям «К» можно произвести, используя методику, изложенную в работе В. В. Окрепилова[1]. В методике уровень конкурентоспособности объекта рассматривается, как отношение показателей качества объекта (К1) и конкурентного объекта (К2) [17], т. е.

$$K = K1 / K2.$$

Если К > 1, то объект К1 считается конкурентоспособным.

Показатели конкурентоспособности определяются, как частное от деления сумм показателей характеристик качества объектов, отнесенных к сумме показателям независимого третьего объекта. Относительные показатели применяются для того, чтобы можно было суммировать показатели, имеющие различные размерности и качественные показатели. Так как на практике сравнение происходит не по двум, а нескольким объектам, то К1, К2, К3 и т.д. обозначим через Кi.

$$Ki = \sum_{i=1}^{n} Xi / Цn,$$

где *Xi* – относительные показатели характеристик качества объекта, определяемые по отношению к показателям базового объекта или идеальной потребительской модели (ИПМ). За базовую модель можно принять другое оборудование с известными показателями.

*Цn* – относительные показатели потребительской цены или издержки на производство продукции, также отнесенные к издержкам, по отношению ИПМ;

i – показатели качества.

**ПРИМЕР**

Оценить уровень конкурентоспособности экскаватора с ковшом вместимостью 4,6 м$^3$ (Е3) по сравнению с экскаватором с ковшом 3 м$^3$ (Е2) при разработке грунта III группы и транспортировании его самосвалом 12 т на расстояние до 3 км.

Исходные данные приняты по СНиП Y-5-82, часть IV, глава 5, выпуск 2, стр. 4 и сведены в табл. 2.20. Для сопоставления принят экскаватор с вместимостью ковша 2,5 м$^3$ (Е1).

[1] Окрепилов В. В. Управление качеством : учебник. 2-е изд., доп. и перераб. М. : Экономика, 1998. 639 с.

Таблица 2.20

Исходные данные и расчет уровня конкурентоспособности экскаваторов

| Показатели | Е1=2,5 м$^3$ | Е2=3 м$^3$ | Е3=4,6 м$^3$ | Отношение показателей Е2/Е3 | Отношение показателей Е2/Е4,6 |
|---|---|---|---|---|---|
| Заработная плата, р. | 23,4 | 20,2 | 19,2 | 1,158 | 1,219 |
| Эксплуатация машины, р. | 697,9 | 657,3 | 665,6 | 1,061 | 1,048 |
| Материальные ресурсы, р. | 0,7 | 0,54 | 0,16 | 1,29 | 4,375 |
| Затраты труда, чел-ч. | 33 | 28,4 | 26,9 | 1,162 | 1,226 |
| Электроэнергия, кВт·ч. | 648 | 735 | 662 | 0,881 | 0,978 |
| Итого ($\sum Xi$) | | | | 5,552 | 8,846 |
| Прямые затраты, (Цп) | 722 | 678 | 665 | 0,982 | 8,846 |

Показатель конкурентоспособности для экскаватора с ковшом Е2=3 м$^3$ Кк=5,552/0,982=5,653. Для экскаватора с ковшом Е3=4,6 м$^3$ Кн=8,846/1,085 = 8,159. Уровень конкурентоспособности К=8,159/5,159 = 1,44. Так как К>1, то экскаватор с ковшом Е=4,6 м$^3$ с экономической точки зрения более перспективен.

### 2.6.4. Оценка качества отработки месторождения

Качество отработки месторождения характеризуется показателями извлечения полезного ископаемого, коэффициентов качества и коэффициентом потерь полезного ископаемого.

Потери твердых полезных ископаемых при разработке месторождений М. И. Агошков[1] разделяет на два класса:

***1-й класс. Общешахтные потери*** (общерудничные, общекарьерные, общеприисковые), которые по проекту не предусмотрено в будущем отрабатывать. К данным потерям полезного ископаемого относят охранные целики около капитальных горных выработок, по границам горного отвода, поля или полигона. В отдельных случаях можно выделить две группы: потери под объектами горного производства и потери под объектами, не связанными с горным производством, например железные дороги, жилищные застройки и др.

***2-й класс. Эксплуатационные потери***. К данному классу относят потери, происходящие непосредственно в процессе разработки, зависящие от принятых схем и технологии добычи. Эти потери учитываются периодически в процессе отработки месторождений. Их разделяют на две группы.

[1] Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. / М. И Агошков, В. И., Никаноров, Е. И. Панфилов, В. И. Рыжов, Н. Н. Синдровская, В. Г. Шитарев. М. : Недра, 1974, 312 с.

**Группа А. Потери полезного ископаемого в массиве.** В данной группе относят восемь видов потерь по месту их образования.

**1. В недоработанной части целиков** у подготовительных выработок. Сюда относят не извлеченные запасы, оставляемые в процессе подготовки участков к выемке.

**2. В целиках внутри выемочного участка.** Данные целики в карьерах оставляют при низком содержании металла, а на рудниках при подземной разработке непосредственно в блоке, панели в процессе ведения очистных работ.

**3. В почве и плотике** – при открытом способе разработке месторождений. А также, в висячем и лежачем боках рудного тела – при подземной разработке месторождений.

**4. Между выемочными слоями.** Эти потери происходят при разработке сближенных жил рудных месторождений, или при наличии нескольких россыпных отложений, расположенных вблизи друг от друга.

**5. В местах выклинивания и на флангах пласта, залежи, рудного тела.** Потери этого вида характерны для месторождений полезных ископаемых со сложной морфологией и могут иметь место при любом способе ведения горных работ.

**6. В подработанной части залежи** (пласта, рудного тела).

**7. В целиках заваленных участков, затопленных,** оставляемых в местах возможных обрушений и по другим причинам, связанным с безопасностью.

**8. В целиках у геологических нарушений.**

**Группа Б. Потери отделенного (отбитого) от массива полезного ископаемого.** В данной группе выделяется 4 вида.

**1. В подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами.** Данный вид потерь характерен для месторождений со сближенными маломощными рудными телами, которые трудно отрабатывать селективным способом. На россыпных месторождениях возможна отработка сближенных пластов. Значительное количество примешанных пустых пород приводит к снижению среднего содержания полезных компонентов, в результате чего, извлечение и использование в производстве горной массы становится нерентабельной.

**2. Потери оставляемого в выработанном пространстве полезного ископаемого.** Данный вид потерь имеет место при оставлении полезных компонентов в неровностях плотика, в межшаговых целиках при дражной разработке россыпных месторождений. При смешивании пустых пород с полезным ископаемым при отбойке уступов буровзрывным способом на контактах рудных тел. На подземных работах данный вид потерь возможен от смешивания с обрушенными породами при выпуске руды, в лежачем и висячем боку рудных тел, в закладке и т.д.

**3. В местах обрушений, завалов, в пожарных, затопленных и заиленных участков.** Данный вид потерь возможен при разработке смежных забоев драгами на россыпных месторождениях. При отработке золотоносных пластов драгами в выработанном пространстве возможно, как обрушение, так и заили-

вание, засыпка галечным и глинистым материалом отвалов, после прохода драги. На рудных месторождениях при отработке контактов рудных тел, также возможно обрушение бортов карьера и т. д.

**4. В местах погрузки, разгрузки, складировании и сортировки, на транспортных путях горного предприятия.**

Полнота извлечения запасов полезного ископаемого из недр характеризуется коэффициентом извлечения[1]:

$$\text{Ки} = \frac{Да}{Бс},$$

где Ки – коэффициент извлечения;

*Д* – количество добытого полезного ископаемого, т, м$^3$;

*а* – среднее содержание полезных компонентов в добытом полезном ископаемом, %, г/т, г/ м$^3$;

*Б* – количество погашенных при добыче балансовых запасов полезного ископаемого, т, м$^3$, определяется по результатам их подсчета на основе данных, полученных при подготовке запасов к добыче из недр (запасы, готовые к выемке);

*с* – среднее содержание полезных компонентов в погашенных при добыче балансовых запасов полезного ископаемого, %, г/т, г/ м$^3$.

Изменение качества полезного ископаемого при добыче выражается коэффициентом изменения качества

$$Кк = \frac{a}{c},$$

где *Кк* – показатель качества, выражающийся отношением показателей качественной характеристики добытого полезного ископаемого и погашенных балансовых запасов.

Для жильных рудных тел при оценке эффективности деятельности горнодобывающих предприятий используются коэффициенты полноты и качества извлечения полезного ископаемого из недр.

Профессором А. И. Ляховым[2] в качестве таких показателей рекомендованы следующие оценочные коэффициенты:

– коэффициент извлечения количества полезного ископаемого *(Ккол);*

– коэффициент изменения качества полезного ископаемого *(Кк);*

– Коэффициент извлечения из недр полезного ископаемого *(Кн).*

Первый коэффициент Ккол есть отношение количества добытой рудной массы (Д) (руда вместе с примешанными вмещающими породами) к количеству погашенных при добыче балансовых запасов (Б):

$$Ккол=Д/Б.$$

В преобразованном виде А. М. Павловым[3] эта формула имеет вид:

[1] Технико-экономическая оценка …

[2] Ляхов А. И. Извлечение и потери полезных ископаемых в процессе добычи. Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2004. 67 с.

[3] Павлов А. М., Филонюк В. А., Сосновская Е. Л. Полнота и качество извлечения руды и металла при стадийной отработке маломощных полого падающих золотокварцевых жил на руднике Ирокинда // Проблемы развития минеральной базы Восточной Сибири : сб. науч. тр. Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2006. Вып. 6. С. 97–107.

$$Ккол = 1 + \frac{R - (Бпо + r)}{Б},$$

где $R$ – количество вмещающих пород, примешанных к руде в процессе ее добычи;

*Бпо* – количество балансовых запасов, отделенных и потерянных при добыче;

*r* – количество вмещающих пород, примешанных к потерянной части (*Бпо)* балансовых запасов, отделенных от массива.

Коэффициент изменения качества полезного ископаемого *Кк* А. И. Ляховым определяется по той же формуле, что и у М. И. Агошкова.

Коэффициент извлечения из недр полезного компонента определяется по формуле:

$$Кн = Ккол * Кк.$$

Для определения экономических последствий при рассмотрении конкурирующих технологий А. И. Ляхов предлагает формулу[1]:

$$Эп = Ц - \frac{Ки2}{(Ки1 - Ки2)}(С1 - С2),$$

где *Ц* – ценность, извлекаемая из 1 т руды;

*Ки1* и *Ки2* – коэффициенты извлечения балансовых запасов соответственно при использовании конкурирующих вариантов технологии выемки запасов;

*С1* и *С2* – себестоимость добычи 1 т запасов в условиях конкурирующих технологий.

## 2.7. АНАЛИЗ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ

### 2.7.1. Факторы, влияющие на конкурентоспособность предприятия

На конкурентоспособность предприятия влияют внешние и внутренние факторы.

К внешним факторам относят[2]:

1. Уровень конкурентоспособности страны. В данном случае идет речь о целесообразности открытия горного предприятия в стране в зависимости от ее показателей конкурентоспособности.

2. Уровень конкурентоспособности отрасли: горное предприятие может остаться в своей отрасли или уйти в более конкурентоспособную.

3. Уровень конкурентоспособности региона (аналогично п. 1).

4. Государственная поддержка малого и среднего бизнеса в стране и регионе.

5. Законодательная база (система кодексов и прав – конкурентное, антимонопольное, административное, трудовое и др.)

[1] Ляхов А. И. Указ. соч.

[2] Фатхутдинов Р. А. Указ. соч.

6. Развитие международного сотрудничества и интеграции, а также международная конкуренция.

7. Научный уровень управления экономикой.

8. Национальная система стандартизации и сертификации.

9. Ряд других факторов, связанных с налогами, вступлением в ВТО, созданием единых информационных центров и др.

Внутренние факторы, влияющие на конкурентоспособность организации:

1. Структурные факторы: производственная и организационная структура, специализация, уровень стандартизации, персонал, информационная и нормативно-методическая база управления, сила конкуренции на входе и выходе из системы.

2. Ресурсные факторы: геологические запасы месторождений полезных ископаемых, финансовые и трудовые ресурсы, надежность поставщиков материалов и горного оборудования и других партнеров.

3. Технические факторы: наличие горного оборудования и транспорта, патентов на товар и технологию разработки месторождений полезных ископаемых.

4. Управленческие факторы: квалификация персонала и его мотивация, применение научных методов управления, уровень дисциплины, соответствие системы управления международным стандартам ИСО серии 9000 версии 2000 г., сертификация продукции и систем.

5. Рыночные факторы: развитие рыночной инфраструктуры, системы логистики, сбыта товаров, рекламная деятельность, ценообразование.

6. Эффективность функционирования организации: показатели доходности (рентабельности производства, капитала, объем продаж), коэффициент оборачиваемости видов ресурса и капитала, финансовая устойчивость функционирования организации, планы повышения конкурентоспособности.

### 2.7.2. Методы оценки конкурентоспособности предприятия по значимости рынка и удельному весу товара

Оценку конкурентоспособности организации Р. А. Фатхутдинов предлагает производить в статике и динамике с учетом следующих положений:

– уровень конкурентоспособности считать, как средневзвешенную величину по показателям конкурентоспособности конкретных товаров на конкретных рынках;

– отдельно проводить анализ эффективности деятельности организации, исходя из конкурентоспособности и эффективности продажи каждого товара на рынке;

– отдельно считать показатель устойчивости функционирования организации;

– прогнозировать перечисленные комплексные компоненты показателя минимум на 5 лет.

В статике с учетом весомости отдельных показателей конкурентоспособность организации (Корг) рассчитывается по формуле.

$$Корг = \sum ai \cdot bj \cdot Kij \rightarrow 1,$$

где *ai* – удельный вес i-го товара организации в объеме продаж за анализируемый период, доли ед.;

*bi* – показатель значимости рынка, на котором представлен товар организации. Для промышленно развитых стран принимается – 1, для остальных стран – 0,7, для внутреннего рынка – 0,5;

*Kij* – конкурентоспособность i-го товара на j-м рынке.

$$Kij = (Eao/Elo)\ K1 \cdot K2 \cdot K3,$$

где Eao – эффективность анализируемого образца объекта на конкретном рынке;

Elo – эффективность лучшего образца конкурентов, используемого на данном рынке;

K1, K2, K3 – корректирующие коэффициенты, учитывающие конкурентные преимущества.

**ПРИМЕР**

Определить конкурентоспособность горных предприятий, торгующей на различных типах рынков.

**Дано**

Организация «А» поставляет продукцию на рынок стран с развитой промышленностью. Организация «Б» поставляет товары на рынок остальных зарубежных стран. Организации «В» и «Г» – поставляют товары на внутреннем рынке. Показатели приводятся в табл. 2.21.

Таблица 2.21

Исходные данные для определения конкурентоспособности организации

| Показатели | Товары организации на рынках | | | |
|---|---|---|---|---|
| Рынок, на котором представлен товар | А | Б | В | Г |
| Показатели значимости рынка, (bj) | 1,0 | 0,7 | 0,50 | 0,5 |
| Уровень конкурентоспособности товара на данном рынке (Kij) | 0,95 | 1,05 | 1,10 | 0,97 |
| Объем продаж на данном рынке, усл. ед. | 60 | 210 | 730 | 80 |
| Удельный вес товара в объеме продаж, (ai) | 0,056 | 0,194 | 0,675 | 0,074 |

**Решение**. Подставляем в расчетную формулу данные (см. табл. 2.21):

Корг = 0,056·1·0,95+0,194·0,7·1,05+0,676·0,5·1,1+0,074·0,5·0,97 = 0,603.

**Выводы**. Рассчитанный показатель конкурентоспособности предприятия, равный 0,603, сравнительно низкий. Для повышения конкурентоспособности надо снимать с продажи товар на рынке «Г», как имеющий худшие показатели, по сравнению с товаром на рынках «В» и «Б». Товар на рынке «А» имеет международный спрос, поэтому его пока оставляем.

### 2.7.3. Оценка конкурентоспособности субъектов рынка методом анализа иерархии

Метод анализа иерархии для оценки субъектов рынка предлагается И. М. Лифицом[1].

Согласно методу анализа иерархии конкурентоспособность определяется в следующей последовательности:

1. Формулируется цель исследования (для каких субъектов и по каким компонентам конкурентоспособности);

2. Составляется матрица значимости показателей (компонент конкурентоспособности) (Xi) методом парных сравнений (например, табл. 2.23) на основе шкалы (табл. 2.22). Цель данного расчета: установление относительной важности (коэффициента весомости) каждого компонента (показателя);

3. Составляется матрица парных сравнений показателей по каждому выбранному сравниваемому объекту (Yi) (например, предприятие, фирма, магазин, табл. 2.23).

4. Умножаются результаты расчетов по пунктам 2 и 3, используя «принцип синтеза», производится сравнение результатов расчета для выбора наиболее конкурентоспособного объекта Коб = $\sum Yi \cdot Xi$.

Таблица 2.22

Шкала относительной важности

| Относительная важность | Определение | Объяснение |
|---|---|---|
| 1 | Равная важность | Равный вклад двух видов деятельности в цель |
| 3 | Умеренное превосходство одного над другим | Опыт и суждения дают легкое превосходство одному виду деятельности над другим. |
| 5 | Существенное или сильное превосходство | Опыт и суждения дают сильное превосходство одному виду деятельности над другим |
| 7 | Значительное превосходство | Одному виду деятельности дается настолько сильное превосходство, что оно становится значительным |
| 9 | Очень сильное превосходство | Очевидность превосходства подтверждается наиболее сильно |
| 2, 4, 6, 8 | Промежуточные решения | Применяются в компромиссном случае |

**ПРИМЕР**

Изделия из драгоценных металлов и камней продаются в различных магазинах. Определить конкурентоспособность трех магазинов: «Алмаз», «Карат» и «Самоцветы», продающих ювелирные изделия.

**Дано**

Показатели качества товаров: цена изделий, ассортимент, маркировка (проба), огранка камней, представленные в виде матрицы парных сравнений конкурентоспособных компонент (табл. 2.23), и матрица сравнения магазинов

[1] Лифиц И. М. Стандартизация, метрология и подтверждение соответсвия. М. : Юрайт-Издат, 2013. 411 с.

по каждому компоненту (табл. 2.24). Показатели качества оценивались по шкале (табл. 2.22).

**Решение**

Значения векторов приоритетов (последний столбец) (табл. 2.23) рассчитывается следующим образом.

1. Умножаются все числа в каждой строке, а затем из результата извлекается корень n-й степени (n – соответствует количеству множителей – критериев, в нашем примере n = 4):

– цена изделий $a = \sqrt[4]{1*1/2*5*6} = 1{,}967$;

– ассортимент товаров $b = \sqrt[4]{2*1*6*7} = 3{,}027$;

– маркировка (проба) $c = \sqrt[4]{1/5*1/6*1*2} = 0{,}507$;

– огранка камней $d = \sqrt[4]{1/6*1/7*1/2*1} = 0{,}329$.

Таблица 2.23

Матрица парных сравнений конкурентоспособных компонент

| Показатели (компоненты конкурентоспособности) | Цена изделий | Ассортимент товаров | Маркировка (проба) | Огранка камней | Вектор приоритетов (X) |
|---|---|---|---|---|---|
| Цена изделий | 1 | ½ | 5 | 6 | 0,337 (X1) |
| Ассортимент товаров | 2 | 1 | 6 | 7 | 0,519 (X2) |
| Маркировка (проба) | 1/5 | 1/6 | 1 | 2 | 0,086 (X3) |
| Огранка камней | 1/6 | 1/7 | 1/2 | 1 | 0,056 (X4) |

2. Находят сумму компонент конкурентоспособности:

$$\sum = a + b + c + d = 5{,}83.$$

3. Производят нормализацию полученных значений по формулам:

X1 = a/∑ = 1,967/ 5,83 = 0,337;

X2 = b/∑ = 3,027/ 5,83 = 0,519;

X3 = c/ ∑ = 0,507/ 5,83 = 0,086;

X4 = d/∑ = 0,329/ 5,83 = 0,056.

4. Полученные величины X1, X2, X3, X4 являются значениями векторов приоритетов. Наивысший приоритет получился у критерия «ассортимент товаров» – 0,519.

Далее составляется матрица парных сравнений показателей по магазинам «Алмаз», «Карат» и «Самоцветы» (табл. 2.24).

Таблица 2.24

Матрица сравнения магазинов по каждому компоненту

| Сравниваемые показатели (компоненты) по выбранным магазинам | Магазины | | | Вектор приоритетов (Y) |
|---|---|---|---|---|
| | Алмаз | Карат | Самоцветы | |
| Цена изделий в «Алмазе» | 1 | 2 | 3 | 0,550 (Y1) |
| Цена изделий в «Карате» | 1/2 | 1 | 1 | 0,240 (Y2) |
| Цена изделий в «Самоцветах» | 1/3 | 1 | 1 | 0,209 (Y3) |
| Ассортимент в «Алмазе» | 1 | 4 | 1/5 | 0,301 |
| Ассортимент в «Карате» | 1/4 | 1 | 2 | 0,257 |

| Сравниваемые показатели (компоненты) по выбранным магазинам | Магазины | | | Вектор приоритетов (Y) |
|---|---|---|---|---|
| | Алмаз | Карат | Самоцветы | |
| Ассортимент в «Самоцветах» | 5 | 1/2 | 1 | 0,441 |
| Маркировка в «Алмазе» | 1 | 7 | 5 | 0,722 |
| Маркировка в «Карате» | 1/7 | 1 | 1/4 | 0,072 |
| Маркировка в «Самоцветах» | 1/5 | 4 | 1 | 0,205 |
| Огранка камней в «Алмазе» | 1 | 3 | 1/6 | 0,256 |
| Огранка камней в «Карате» | 1/3 | 1 | 2 | 0,281 |
| Огранка камней в «Самоцветах» | 6 | 1/2 | 1 | 0,464 |

Векторы приоритетов показателей товаров в магазинах определяются по аналогии с предыдущим решением, но в данном случае для трех магазинов извлекается корень третьей степени.

Для показателя «цена изделия»

$$a = \sqrt[3]{1*2*3} = 1{,}817;$$
$$b = \sqrt[3]{1/2*1*1} = 0,\ 793;$$
$$c = \sqrt[3]{1/3*1*1} = 0{,}691.$$
$$\sum = 1{,}817 + 0{,}793 + 0{,}691 = 3{,}301.$$

Векторы приоритета:

$$Y1 = 1{,}817 / 3{,}301 = 0{,}55;$$
$$Y2 = 0{,}793 / 3{,}301 = 0{,}240;$$
$$Y3 = 0{,}691 / 3{,}301 = 0{,}209.$$

Аналогичным образом рассчитываются векторы приоритетов для следующих критериев: ассортимент товаров, маркировка, огранка камней. Обобщенные показатели определяются при помощи «принципа синтеза» векторов приоритетов (приоритеты магазинов – табл. 2.23), умножая их на соответствующие показатели (табл. 2.24) (Коб = $\Sigma Yi \cdot Xi$):

Магазин «Алмаз»:

$0{,}55 \cdot 0{,}337 + 0{,}301 \cdot 0{,}519 + 0{,}722 \cdot 0{,}086 + 0{,}256 \cdot 0{,}056 = 0{,}600;$

Магазин «Карат»:

$0{,}24 \cdot 0{,}337 + 0{,}257 \cdot 0{,}519 + 0{,}072 \cdot 0{,}086 + 0{,}281 \cdot 0{,}056 = 0{,}156;$

Магазин «Самоцветы»:

$0{,}209 \cdot 0{,}337 + 0{,}441 \cdot 0{,}519 + 0{,}205 \cdot 0{,}086 + 0{,}464 \cdot 0{,}056 = 0{,}241.$

Таким образом, получилось, что наиболее высокую конкурентоспособность имеет магазин «Алмаз», а наиболее низкую – магазин «Карат».

### 2.7.4. Основные показатели финансового состояния фирмы

К основным показателям, характеризующим платежеспособность предприятия и его финансовую независимость, относятся следующие.

1. Коэффициент покрытия (*Кпокр)*:

$$Кпокр = \frac{Мср}{Окр},$$

где Мср – мобильные средства, включающие в основном оборотный капитал, обращаемый в наличные деньги (денежную наличность, ценные бумаги, дебиторскую задолженность, запасы товарно-материальных ценностей);

Окр – краткосрочные обязательства. Оптимальное значение Кпокр считается равным от 1 до 1,5.

2. Коэффициент ликвидности (Кликв)

$$Кликв = \frac{Мср - ЗТМЦ}{Коб},$$

где ЗТМЦ – запасы товарно-материальных ценностей.

Коэффициент Кликв считается нормальным не ниже 1, в розничной торговле может снижаться до 0,4–0,5.

3. Коэффициент маневренности (Кман)

$$Кман = \frac{ОС}{К},$$

где ОС – собственные оборотные средства;

К – суммарный собственный капитал.

4. Оборачиваемость оборотного капитала (Ос)

$$Ос = \frac{V}{Оср},$$

V– общий объем продаж;

Оср – средний остаток оборотного капитала.

5. Рентабельность продукции (Рп) и производства (Рпр)

$$Рп = \frac{Пб}{З}100; \quad Рпр = \frac{Пб*100}{ОФ},$$

где Пб – балансовая прибыль (до вычетов налогов);

З – затраты на изготовление продукции;

ОФ – основные фонды.

6. Устойчивость функционирования организации в конкурентной среде.

Устойчивость функционирования организации американские экономисты рекомендуют определять по обобщенному показателю (Z)

$$Z = 1,2X1 + 1,4X2 + 3,3X3 + 0,6X4 + 1,0X5,$$

где X1 – показатель эффективности рабочего капитала;

X2 – показатель эффективности накопленного капитала;

X3 – рентабельность производства;

X4 – показатель задолженности;

X5 – показатель эффективности активов.

$$X1 = \frac{Оср - Окр}{А},$$

где Оср – оборотные средства;
Окр – краткосрочные обязательства;
А – общие активы.

$$X2 = \frac{Кнак}{A},$$

где Кнак – накопленный капитал (остаток прошлых лет).

$$X3 = \frac{Пб}{A},$$

где Пб – балансовая прибыль.

$$X4 = \frac{K}{Д},$$

где К – капитал фирмы (основные фонды плюс нематериальные активы);
Д – общий долг фирмы.

$$X5 = \frac{V}{A},$$

где V – общий объем продаж.
Если Z >3, то фирма устойчивая, если Z < 1,8 то неустойчивая.

**ПРИМЕР**

Определить устойчивость и конкурентоспособность предприятия.

**Дано**

Исходные значения показателей финансового состояния фирмы (табл. 2.25).

**Решение**

Расчет показателя Z приводится в третьем столбце, устойчивость функционирования организации – внизу (табл. 2.25).

Таблица 2.25

Расчет показателей конкурентоспособности предприятия

| Показатели | Исходные значения, усл. ед. | Расчетные значения, усл. ед. |
|---|---|---|
| Мобильные средства, (Мср) | 15000 | – |
| Краткосрочные обязательства, Окр | 10000 | – |
| Коэффициент покрытия, Кпокр | – | 15000/10000=1,5 |
| Запасы товарно-материальных ценностей, ЗТМЦ | 5000 | – |
| Коэффициент ликвидности, Кликв | – | $\frac{15000-5000}{10000}=1$ |
| Оборотные средства, Оср | 60000 | |
| Суммарный собственный капитал, К | 20000 | – |
| Коэффициент маневренности, Кман | – | 60000/20000=3 |
| Общий объем продаж, V | 100000 | – |
| Оборачиваемость оборотных средств, Ос | – | 100000/60000=1,5 |
| Балансовая прибыль, Пб | 20000 | – |
| Затраты на изготовление продукции, З | 100000 | – |
| Основные фонды, ОФ | 200000 | – |
| Общие активы, А | 30000 | – |
| Рентабельность производства, Рпр | – | $\frac{20000*100}{200000}=10\%$ |
| Общий долг фирмы, Д | 10000 | |

| Показатели | Исходные значения, усл. ед. | Расчетные значения, усл. ед. |
|---|---|---|
| Устойчивость функционирования организации: Z = 1,2· (60000–10000)/30000 +1,4·20000/30000+3,3·20000/30000+0,6·20000/10000+1·100000/30000=9,66 | | |

**Вывод**

Предприятие имеет показатели, характеризующие его как устойчивое и конкурентоспособное, так как, если Z>3, то фирма устойчивая[1].

### 2.7.5. Анализ конкурентоспособной деятельности предприятия по динамическим показателям

Для полного анализа деятельности предприятия в конкурентной среде исследуются также показатели, характеризующие динамику эффективности управления организацией. К ним относятся следующие показатели.

1. Темп роста доходности собственного капитала за анализируемый период (ТДСК)

$$ТДСК = (ДСКр–ДСКп)100/ ДСКп,$$

где *ДСКр* – доходность собственного капитала в расчетном году, например в 2004 г. или 2005 г., %;

ДСКп – тоже в предыдущем периоде (год, два или другое число лет назад).

2. Темп роста удельного веса продукции организации, конкурентоспособной на внешнем рынке (КП)

$$КП = (КПр – КПп) / КПп,$$

где *КПр* – удельный вес продукции организации, конкурентоспособной на внешнем рынке в расчетном году, %;

*КПп* – тоже в прошлом периоде.

3. Темп ускорения обновления основных производственных фондов организации (ТОФ)

$$ТОФ = (Офр – Офа)100 / Офа,$$

где Офр – обновление основных производственных фондов организации в расчетном году, %;

*Офа* – то же в прошлом периоде.

Аналогичным образом находят темпы активизации инвестиционной деятельности организации, повышения уровня образованности персонала организации, изменение и текучесть кадров, изменения среднего возраста технологического оборудования.

Анализ динамики показателей предприятия за предшествующие, настоящие и прогнозируемые периоды позволяет более полно найти подходы деятельности предприятия в конкурентной среде.

[1] Лифиц И. М. Указ. соч.

### 2.7.6. Инвестирование проекта горного предприятия

Развитие и деятельность предприятий связано с денежными операциями, в результате которых происходят притоки и оттоки средств.

Притоки денежных средств предприятия связаны с продажей своих товаров, с получением дебиторских платежей по товарам, проданных в кредит, с продажей ценных бумаг, получением доходов от инвестирования в ценные бумаги и др.

Оттоки денежных средств из фирмы происходят вследствие затрат на приобретение сырья и материалов для осуществления своей деятельности; для выплаты заработной платы работникам; для погашения задолженностей по кредитам; для вклада инвестиций в реконструкцию предприятия, развития новых технологий и др.

Цели инвестиций могут быть различными:

– повышение эффективности деятельности предприятия за счет замены оборудования и технологий на современные, развития производственных мощностей, повышения квалификации кадров;

– диверсификация производства на единой сырьевой базе и инвестиций путем приобретения различных активов, снижения рисков за счет приобретения различных типов акций;

– дифференциация продукции за счет совершенствования и придания товару новых свойств, изготовление новых видов товаров и услуг, завоевания новых или расширение новых рынков и др.

Для определения целесообразности финансовых вложений подготавливаются инвестиционные проекты. При подготовке проектов производится поиск и выбор идей, в которые стоит вложить свои деньги, разрабатывается концепция проекта, поиск инвестиционных возможностей, составляется бизнес-план, оцениваются результаты будущей коммерческой деятельности фирмы.

При оценке распределения инвестиций следует учитывать организацию обеспечения эффективной работы и контроля процессов.

Конкурсная оценка инвестиций осуществляется двумя группами методов[1]. Первая группа основана на дисконтировании денежных потоков, а вторая представляет упрощенные методы расчета, не предполагающие дисконтирования. Наиболее теоретически обоснована первая группа.

При сравнении вариантов инвестирования можно принять в качестве критерия чистый дисконтированный доход.

$$\text{ЧДД}=\sum_{t=1}^{T}(pt-3t)*1/(1+E)^{t},$$

где ЧДД – чистый дисконтированный доход;

$pt$ – результаты достигаемые на t-м шаге расчета;

$3t$ – затраты, осуществляемые на том же шаге;

$T$ – горизонт расчета (равный номеру шага расчета, на котором производится ликвидация объекта);

[1] Мишин В. М. Указ. соч.

*E* – норма дисконта.

Норма прибыли определяется из уравнения

$$R = [(NP + P)/I]\ 100,\ \%,$$

*NP* – чистая прибыль;

*P* – проценты на заемный капитал. Если фирма берет кредиты, то со знаком минус;

*I* – общие инвестиционные издержки.

Норма прибыли на акционерный капитал определяется из выражения

$$R = NP/Q,$$

где *Q* – акционерный капитал.

При сравнении инвестиционных проектов также можно использовать метод «определения чистой текущей стоимости». Данный метод учитывает ценность фирмы, которая может прирасти в результате реализации инвестиционного проекта.

Значение текущей стоимости (net present value – NPV) определяется по формуле:

$$NPV = \sum_{t=1}^{n} \frac{CFt}{(1+k)^t} - Io;\ или\ NPV = CFt \cdot PVAt,k - Io,$$

где n – количество рассматриваемых периодов, на протяжении которых будут поступать доходы от инвестиций;

*CFt* – поступления денежных средств в конце периода *t;*

*к* – доходность инвестиций или желаемая норма прибыльности;

*Io* – инвестиционные затраты (первоначальные);

*PVAt,k* – текущая стоимость аннуитета (накоплений) в конце каждого периода *n* при ставке доходности *к.* Данная величина находится по [22] или по формуле

$$PVAn,k = [1 - \frac{1}{(1+k)^n}\ ] / k.$$

Если инвестор вкладывает средства дополнительно по частям в будущие периоды, то формула принимает вид:

$$NPV = CFt \cdot PVAt,k - Io - \sum_{t=1}^{n} \frac{It}{(1+k)^t},$$

где It – инвестиционные затраты в период t.

Для восприятия данной формулы приводим пример сравнения целесообразности принятия решения по инвестированию фирм «А» и «В».

**ПРИМЕР**

Выбрать наиболее перспективное предприятие для инвестирования.

**Дано**

Предлагается организовать фирму «А» (первый вариант) с ежегодными денежными поступлениями в размере 10 тыс. р. и доходностью в размере 10 %,

первоначальный вклад составляет 30 тыс. р., а через 5 лет дополнительные инвестиции предусмотрены в размере 20 тыс. р.

Для второго варианта – фирма «В» ежегодные денежные поступления в размере 15 тыс. р. с доходностью 14 %; первоначальный вклад предусмотрен в размере 60 тыс. р., а дополнительные инвестиции через 3 года в размере 10 тыс. р. Срок деятельности фирм «А» и «В» составляет 10 лет.

**Решение**

Расчеты проводим для обоих вариантов по приведенной формуле. Значение показателя *PVAn,k* находим по[1]. Для варианта «А» при к = 10 %, n = 10 годам *PVAn,k* = 6,145, а для фирмы «В» при к = 14 %, n = 10 годам *PVAn,k* = 7,367.

Для фирмы «А* NPV* = 10·6,145 – 30 – $\frac{20}{(1+0,1)^5}$ = 19,03 тыс. р.

Для фирмы «В» *NPV* = 15·7,367 – 60 – $\frac{10}{(1+0,14)^3}$ = 43,75 тыс. р.

**Вывод**

Из двух конкурирующих вариантов более выгоден вариант «В», так как, несмотря на то, что первоначальные вклады больше в два раза (60 тыс. р. вместо 30 тыс. р.), ценность фирмы прирастает в результате реализации инвестиционного проекта более чем в два раза.

Одним из путей повышения эффективности добычи драгоценных металлов из недр является участие иностранных компаний в инвестировании и освоении месторождений добычи золота на 2005 г. (табл. 2.26).

Таблица 2.26

Иностранные компании в российской золотодобыче[2]

| Компании, страны | Партнеры | Форма участия | Месторождения и их освоение | Добыча золота в России |
|---|---|---|---|---|
| AngloGold Ashanti, ЮАР | Trans-Siberian Gold | 30 % акций TSG | Асачинское (разведка) | Нет |
| Barrick Gold, Канада | Highland Gold Mining, Великобритания | 34 % акций HGM | Многовершинное (добыча), Дарасун (добыча), Майское (разведка) и др. | Нет |
| Bema Gold Corporation, Канада | СП ЗАО «Омсукчанская горно-геологическая компания» | 79 % акций ОГГК | Джульетта (добыча), Купол (разведка) | 2,8 |
| Puma Minerals Corp, Канада | дочерняя от Bema Gold | 64 % уставного капитала РМС | Восточно-Панское (разведка – МПГ и золото) | Нет |
| Eurasia Mining PLC, Великобритания | ЗАО «Корякгеолдобыча» | СП | Аметистовое (разведка) | Нет |

[1] Конкурентоспособность регионов … С. 336.

[2] URL: http://www.7sekretov/ru/world-ranking-2011html.

| Компании, страны | Партнеры | Форма участия | Месторождения и их освоение | Добыча золота в России |
|---|---|---|---|---|
| High River Gold, Канада | ОАО «Бурятзолото» | СП | Зун-Холба и Ирокинда (добыча), Березитовое (разведка) | 4,9 |
| Highland Gold Mining, Великобритания | Barrick Gold, управляющая компания ООО «Руссдрагмет» | СП | Многовершинное (добыча), Дарасун (добыча), Майское (разведка) и др. | 5,0 |
| Kinross, Канада | ОАО «Омолонская золоторудная компания» | СП | Кубака (добыча), Биркачан (разведка) | 4,7 |
| Minco Plc, Ирландия | компания «Тофор» | 52 % акций компании «Тофор» | Водораздельное в Бурятии (разведка) | Нет |
| Peter Hambro Mining, Великобритания | ОАО «Покровский рудник», ЗАО «Золоторудная компания Омчак», ОАО «Ямалзолото» | 97,7 % акций ОАО «Покровский рудник», 90 % акций ОАО «Ямалзолото» | Покровское (добыча), Школьное (добыча), Чагоянская площадь (поиск) | 8,2 |
| Rio Tinto, Австралия | Peter Hambro Mining, ООО «Горноразведочная компания «Виктория» | 51 % активов ООО «Горноразведочная компания «Виктория» | Чагоянская площадь (поиск) | Нет |
| Trans-Siberian Gold (TSG), Великобритания | Barrick, ЗАО «Тревожное зарево» | СП, 90 % акций ЗАО «Тревожное зарево» | Асачинское и Родниковое (разведка) | Нет |
| ЗАО «Золоторудная компания Омчак», Великобритания | ОАО «Берелехский горно-обогатительный комбинат», ЗАО «Нелькобазолото» | СП | Школьное | 2,5 |
| Все иностранные компании | | | | 25,6 |

## 2.8. ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ

### 2.8.1. Методика определения уровня конкурентоспособности горного предприятия по основным показателям

Пути повышения конкурентоспособности предприятия могут быть различные. Одновременно можно использовать несколько направлений: улучшение использования ресурсов, улучшение использования производственных и оборотных фондов, улучшение работы персонала, улучшение использования инновационных направлений в технологии и организации работ и др. Для количественной оценки уровень конкурентоспособности горного предприятия *(Кпр*) предлагается описать следующим уравнением[1].

[1] Костромитинов К. Н., Лысков В. М. Оценка состояния конкурентной среды и конкурентоспособности организаций (предприятий) : учеб. пособие. 3-е изд., испр. и доп. Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2012. 183 с.

$$Knp=\sum_{i=1}^{n} BiYp * \sum_{s=1}^{M} BsYs * \sum_{f=1}^{F} BfYf * \sum_{pt}^{P} BptYpt ,$$

где *Bi, Bs, Bf, Bpt* – соответственно, весомость показателей индексов природных ресурсов, экономического состояния предприятия, финансового состояния предприятия, производительности труда;

*Yp, Ys, Yf, Ypt* – соответственно, индексы показателей природных ресурсов, экономического состояния предприятия, финансового состояния предприятия, производительности труда.

Индекс показателей природных ресурсов можно определить отношением рейтинговой оценки ряда месторождений по комплексу показателей (объемы запасов по разным категориям, среднее содержание и легкость извлечения металла, освоенность района и сложность доступа к месторождению и др.).

Индекс экономического состояния предприятия определяется отношением совокупных показателей: прибыль, издержки производства, себестоимость, использование трудовых ресурсов, основных и оборотных средств и др.

Индекс финансового состояния определяется отношением финансовых показателей (коэффициент покрытия, ликвидности, маневренности, оборачиваемости оборотных средств и др.).

Индекс производительности труда учитывает технику, технологию и организацию работ на производстве.

Необходимыми условиями успешного развития предприятия являются:

1. Техническое оснащение и перевооружение новым оборудованием. Данное направление может обеспечить значительное улучшение качества товаров. Также применение усовершенствованных технологий обеспечивает минимальные потери материалов, лучшую транспортировку, хранение и режимы переработки сырья.

2. Улучшение организации работы в фирме. Направлено на учет движения и использования ресурсов, повышение качества ремонта горного оборудования и транспорта, повышение производительности труда, на вторичное использование ресурсов, внедрение мероприятий по экономии ресурсов и др.

3. Применение социально–экономических решений: расширение использования оргтехники, применения мер стимулирования для ответственного, эффективного расхода ресурсов, улучшение условий труда и отдыха работников.

4. Инновационное развитие.

В целом по предприятию должна быть выработана стратегия ресурсосбережения с учетом опыта и практики работы зарубежных предприятий в аналогичных отраслях.

### 2.8.2. Улучшение использования ресурсов

Привлечение и использование ресурсов необходимо для деятельности предприятия, сохранения и повышения уровня его конкурентоспособности.

В своей деятельности предприятие использует следующие ресурсы.

1. Геологические запасы месторождений.

2. Основные производственные фонды – здания, сооружения, горные машины, транспорт др.

3. Финансовые – собственный и заемный капитал, нематериальные активы и др.

4. Трудовые ресурсы – промышленно-производственный и непроизводственный персонал.

5. Совокупные ресурсы – сумма перечисленных видов ресурсов в денежном выражении.

Ресурсоемкость товара является важнейшим фактором достижения его конкурентоспособности.

### 2.8.3. Экономические показатели горного предприятия

Основными экономическими показателями горных предприятий при разработке (добычи полезных ископаемых) являются объем производства, себестоимость единицы добытого полезного ископаемого, затраты на обогащение, металлургический передел продукта и доведение его до товарного вида, прибыль и рентабельность производства. Затраты на производство суммируются. Для окончательного принятия решения рассматриваются несколько наиболее приемлемых вариантов и принимается тот, у которого минимальные затраты или максимальная прибыль.

Для определения удельных затрат за жизненный цикл товара, применительно к горной промышленности рассмотрим формулу[1]

$$Зуд = \frac{Зм + Зниокр + Зотпп}{N * Пс} + \frac{Зпр + Зподг}{Пс} + \frac{\sum_{t=1}^{T} (Зэт + Зот + зрт)}{Пс},$$

где Зуд – удельные затраты на ресурсы за жизненный цикл товара;

Зм, Зниокр, Зотпп – соответственно, сметная стоимость маркетинговых исследований, НИОКР, ОТПП;

N – количество товара, которое будет выпущено по данной конструкторской (технической) документации, штук;

Пс – суммарный, полезный эффект использования единиц товара за его нормативный срок службы, денежные единицы или баллы;

Зпр, Зподг – затраты на производство и подготовку единицы товара;

Зэт – затраты на эксплуатацию товара в году – «т»;

Зот – затраты на техническое обслуживание в году «т»;

Зрт – затраты на ремонт товара в году «т»;

Т – нормативный срок службы товара, лет.

**ПРИМЕР**

Определить удельные затраты на использование ресурсов единицы товара по двум вариантам.

**Дано**

Затраты на маркетинговые исследования, НИОКР, ОТПП, производство и подготовка к продаже продукции, затраты на эксплуатацию товара, техническое обслуживание и ремонт (табл. 2.27).

[1] Фатхутдинов Р. А. Указ. соч.

Для первого варианта количество товара N = 80 единиц, полезный эффект Пс = 2000 усл. ед.

Для второго варианта количество товара N = 100 единиц, полезный эффект Пс = 2500 усл. ед.

Таблица 2.27

Затраты на различных стадиях жизненного цикла товара, у. ед.

| Стадии жизненного цикла | Вид затрат | 1-й вариант | 2-й вариант |
|---|---|---|---|
| 1. Разработка технического задания и проектирование | Маркетинговые исследования, геологическая разведка, НИИОКР | 20<br>30 | 45<br>45 |
| 2. Вскрытие шахтного поля и горно-подготовительные работы | Затраты на горно-капитальные и горно-подготовительные работы | 50<br>100 | 75<br>75 |
| 3. Разработка месторождения | Затраты на разработку и добычу | 200 | 450 |
| 4. Обогащение добытой руды | Затраты на обогащение руды | 250 | 360 |
| 5. Металлургический передел, огранка кристаллов, изготовление изделия | Затраты на изготовление изделий, товаров | 250 | 375 |
| 6. Торговые операции | Реализация товаров | 100 | 75 |
| Итого затрат, у. ед. | | 1000 | 1500 |

**Решение**

Подставляем в расчетную формулу данные (табл. 2.27).

По 1-му варианту $Зуд = \frac{20+30+50}{80*2000} + \frac{100+200}{2000} + \frac{250+250+100}{2000} = 0{,}450.$

По 2-му варианту $Зуд = \frac{45+45+70}{100*2500} + \frac{75+450}{2500} + \frac{360+375+75}{2500} = 0{,}534.$

**Вывод**

Первый вариант имеет преимущества, так как удельные затраты на ресурсы по всему жизненному циклу товара в первом варианте Зуд = 0,450 меньше, чем по 2 варианту Зуд = 0,534.

Разработка стратегии ресурсосбережения организации должна учитывать также опыт и практику зарубежных предприятий в аналогичных отраслях.

### 2.8.4. Показатели использования основных производственных фондов и оборотных средств

К показателям использования основных производственных фондов **от**носятся:

– удельный вес активной части основных фондов (ОФ);

– коэффициент выбытия ОФ;

– коэффициент обновления ОФ;

– коэффициент годности ОФ (с учетом физического и морального износа);

– фондоотдача (f)

$$f = V/ Фср,$$

где $V$ – общий объем продаж;

$Фср$ – среднегодовая стоимость ОФ;

– коэффициент использования производственной мощности

$$Ки.м = V/ N,$$

где $N$ – производственная мощность фирмы за тот же период (максимально возможный выпуск продукции);

– коэффициент сменности работы технологического оборудования

$$К\,см = \frac{3K3 + 2K2 + K1}{K3 + K2 + K1 + Kp}.$$

где $K1$ – количество оборудования, работающего в одну смену;

$K2$ – то же в две смены;

$K3$ – то же в три смены;

$Kp$ – количество единиц оборудования, стоящего в резерве и ремонте.

– коэффициент экстенсивного (во времени) использования ведущего оборудования;

– коэффициент интенсивного (по производительности) использования ведущего оборудования;

К показателям использования *оборотных средств* относятся*:*

– оборачиваемость оборотных средств (число оборотов в год)

$$Коб = \frac{V}{Фос},$$

где Фос – средний остаток оборотных средств в конце рассматриваемого периода;

– время оборота оборотных средств, в днях

$$Тоб = \frac{Fk}{Коб},$$

где $Fk$ – количество календарных дней в рассматриваемом периоде (для года 365);

– коэффициент закрепления оборотных средств за единицей выпускаемой продукцией

$$Кзакр = \frac{Фос}{V}.$$

## 2.9. УПРАВЛЕНИЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬЮ ПРЕДПРИЯТИЯ

### 2.9.1. Основы управления конкурентоспособностью

Успех деятельности предприятия в конкурентной среде зависит от многих факторов, но наиболее важным является управление.

**Управление** – непрерывный процесс воздействия на объект управления для достижения оптимальных результатов при наименьших затратах времени и ресурсах.

**Сущность управления** заключается в совокупности следующих понятий: организация управления, процесс управления и информация[1].

*Организация управления включает:*

− содержание – люди, машины:

− структура – совокупность отношений между компонентами системы при выполнении ее целей;

− связи – взаимосвязь между компонентами;

− процесс принятия решений – способ и методы выработки инструкций на базе мотивации.

**Процесс управления***:*

− анализ и синтез – построение дерева целей (функций, проблем и т.д.), количественное определение состояния системы или ее разработка. Синтез – это сборка системы;

− прогнозирование – предвидение будущего состояния системы и ее компонентов;

− планирование – упреждающее управление или разработка планов;

− организация процессов – координация работ по выполнению планов;

− учет и контроль – сопоставление планового и фактического состояния параметров системы;

− мотивация – побуждение к выполнению плана.

*Информация:*

− описывающая информация о наличии, состоянии и функционировании компонентов системы;

− мотивирующая информация, обусловливающая выбор данного целенаправленного действия;

− инструкции – информация, оказывающая целенаправленное воздействие на управляемый объект.

**Принципы управления** конкурентоспособностью товаров и организации.

1. Законодательно-правовое регулирование процессов управления объектами, соблюдение государственных и международных нормативных актов. Перечень Законов РФ, нормативные акты и национальные стандарты излагаются в соответствующих издательствах и в регламентах.

2. Социальная направленность на благосостояние населения и потребителей продукции данных изделий. Подробнее изложено в международных стандартах серии ИСО 9000.

3. Сохранения и развития конкурентных преимуществ объекта управления. С этой целью разрабатывается стратегия развития на основе прогнозирования.

[1] Фатхутдинов Р. А. Управление конкурентоспособностью организации : учеб. пособие. М. : Эксмо, 2004. 544 с.

4. Организация управленческих процессов. Непрерывный мониторинг, принятие решения, контроль и корректировка процессов.

5. Системный подход к управлению. Системный подход – методология исследования объектов как систем. Система состоит из двух составляющих: 1) окружение, включающее вход и выход системы, связь с внешней средой, обратную связь; 2) внутренняя структура – совокупность взаимосвязанных компонентов, обеспечивающих процесс воздействия субъекта управления на объект, переработку входа в выход и достижение целей системы[1].

6. Постоянное улучшение – в стандартах ИСО 9000:2000 декларируется необходимостью непрерывного улучшения систем менеджмента качества.

Кратко остановимся на **методах управления** факторами конкурентоспособности организации[2].

**1. Методы анализа**. Анализ конкурентоспособности и качества производится следующими методами.

**Метод сравнения** отчетных показателей с плановыми или отчетные показатели работы с показателями предшествующего периода, с показателями отраслей или предприятиями конкурентов.

**Индексный метод**. В данном случае отражаются относительные показатели, которые могут использоваться для определения динамики явлений и процессов.

**Экономико-математические методы** применяются для выбора оптимальных вариантов.

**Графические методы** применяют для иллюстрации происходящих процессов. Возможно применение и других методов[3].

**2. Методы прогнозирования**. Методы прогнозирования используются для предварительного отбора вариантов и объектов, на которые в дальнейшем будет обращено основное внимание при проведении НИР и ОКР. К методам прогнозирования относят: нормативный, экспериментальный, параметрический, индексный, экспертный метод и др.

**3. Методы экономического обоснования**. Экономическое обоснование проводится для следующих целей:

– оценки мероприятий по повышению качества входа системы;

– оценки мероприятий по повышению качества процесса в системе;

– оценки ожидаемого экономического эффекта от разработки и внедрению мероприятий по повышению качества товара;

– оценки ожидаемого экономического эффекта от приобретения потребителем нового товара.

**4. Методы планирования**. К методам планирования относятся:

– балансовый метод позволяет сопоставить взаимозаменяемые показатели работы фирмы и выявить резервы для повышения эффективности производства. Данные методы возможны для любых функций управления, расчета объемов, затрат, прибыли и др.;

---

[1] Кулешова А. Б. Указ. соч.

[2] Мазур И. И, Шапира В. Д. Управление качеством. М. : Омега-Л, 2005. 40 с.

[3] Там же.

– факторный анализ может использоваться для ранжирования плановых показателей, экономического обоснования плановых заданий и др. при планировании применяются также статистические, экономико-математические методы оптимизации, сетевые методы планирования и управления и др.

Важнейшую роль для обеспечения конкурентоспособности объекта играет управление качеством.

В соответствии с международными стандартами ИСО 8402 «***Управление качеством*** это методы и виды деятельности оперативного характера, используемые для выполнения требований к качеству». В соответствии с международными стандартами серии ИСО 9001: 2000 минимальный набор документов следующий.

1. Обязательства руководства. Политика и цели в области качества.
2. Руководство по качеству.
3. Документированные процедуры (шесть обязательных).
4. Регистрационные записи по качеству.

В обязательные «documented procedures» (документированные процедуры) входят ключевые процессы:

– управление документацией и записями системы менеджмента качества;
– регистрация качества;
– внутренний аудит;
– управление несоответствующей продукцией;
– корректирующие действия;
– предупреждающие действия.

### 2.9.2. Система обеспечения качества и конкурентоспособности

Управление обеспечением конкурентоспособности и качества включает методы и виды деятельности оперативного характера, направленные на выполнение контроля, требований к качеству продукции и ликвидации недостатков в случае нарушения проектных данных. Системная организация управления качеством разработана в международных стандартах серии ИСО 9000.

**Обеспечение качества продукции** – это совокупность планируемых и систематически проводимых мероприятий, создающих необходимые условия для выполнения каждого этапа петли качества (ИСО 9004). Для обеспечения качества используются следующие методы.

1. *Общие методы обеспечения качества:*

– маркетинговые исследования – изучение спроса и предложения, сегментация рынка, разработка способов продвижения товара, реклама и др.;

– бенчмаркинг – методика управления, направленная на улучшение качества и достижения превосходства в конкурентной борьбе. Это процесс измерения и сравнения бизнес-процессов организации с бизнес-процессами лидирующих фирм (отрасли, мира), которую можно использовать для улучшения;

– анализ проекта и его составляющих компонентов, превосходства в конкурентной среде, отборочный конкурс проектов;

– оценка качества – использование различных методов экспертизы, определение комплексного и интегрального показателей качества, сопоставление показателей качества с показателями конкурентов;

– оценка поставщиков горного оборудования;

– управление контрольно–измерительными приборами, методы контроля и испытаний;

– аудиты качества продукта и системы в целом, заключающиеся в систематическом, независимом и документированном процессе получения доказательств и оценки их объективности в целях определения степени соответствия качества продукции, процессов производства или системы управления требованиям качества.

2. *Элементарные методы обеспечения качества:*

– контрольные листы (основатель У. Шухарт). В контрольных листах учитываются дефекты при различных операциях производства изделия;

– контрольные карты иллюстрируют число дефектов на одно изделие или долю дефектов на выпускаемый объем продукции по операциям производства в течение времени;

– диаграмма разброса учитывает количество дефектов при выполнении отдельных операций в течение определенного периода; графическое изображение приводится также на диаграмме Парето с учетом накопительных процессов.

– «причинно-следственная» диаграмма, ее также называют диаграммой К. Ишикавы. Диаграмма изображается в виде «дерева с ветвями» или «рыбьего скелета», в котором выделяются наиболее важные и мелкие факторы, влияющие на качество продукции (рис. 2.10).

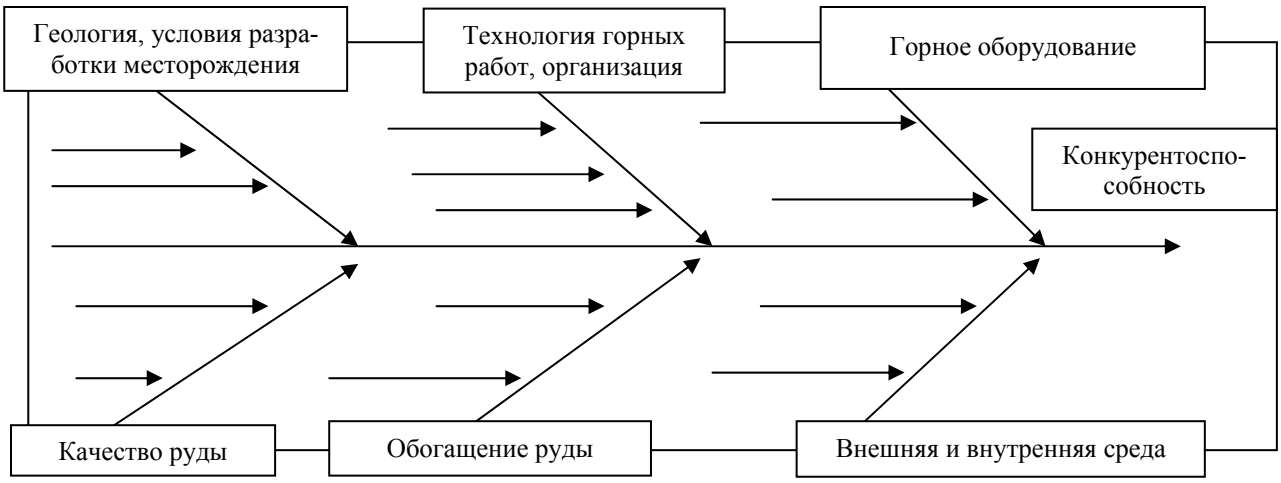



Рис. 2.10. Причинно-следственная диаграмма для горного предприятия (диаграмма Ишикавы)

Рассмотрим использование диаграммы на примере добычи драгоценных металлов и алмазов горным предприятием.

**ПРИМЕР**

Анализ деятельности горного предприятия по добыче драгоценных металлов и алмазов выявил, что на конкурентоспособность влияют следующие факторы:

1) Геология. Горно-геологические условия разработки месторождения – 0,2 (доли ед.), в том числе среднее содержание металла, кондиции для полезного ископаемого и пустых прослоек – 0,12; условия залегания рудного тела: глубина залегания, мощность рудного тела и др. – 0,08;

2) Технология разработки месторождения, организация работ – 0,25 (доли ед.), в том числе буровзрывные работы, механическое рыхление, экскавация, транспорт – 0,15; организация работ на предприятии – 0,1;

3) Горное оборудование, средства механизации вспомогательных процессов – 0,15 (доли ед.), в том числе экскаваторы – 1,2 и бульдозера – 0,3;

4) Качество руды, транспортируемой из карьеров на обогатительную фабрику – 0,15. Из карьера № 1 – 0,1. Из карьера № 2 – 0,05. Материалы – 0,1 (доли ед.), в том числе взрывчатые материалы – 0,08 и средства взрывания – 0,02.

5) Обогащение руды на обогатительной фабрике – 0,15. В том числе: процессы обогащения – 0,1; организация работ – 0,05.

6) Внешняя и внутренняя среда, цены на продукцию, конкуренция, сотрудничество с другими организациями, государственная заинтересованность и поддержка – 0,2. в том числе цены, спрос на продукцию, конкуренты – 0,1 и система управления 0,1.

**Выводы**

В данной ситуации видно, что на конечный результат, деятельности предприятия оказывают несколько факторов. Постоянный мониторинг и управление всеми процессами при хорошей организации работ могут дать положительный эффект.

Процессы обеспечения качества должны сопровождаться постоянным его улучшением**. Улучшение качества** – это постоянная деятельность, направленная на повышение технического уровня продукции, качества изготовления, совершенствование элементов производства и системы качества. Работы по улучшению качества проводятся по определенному плану (графику), обычно по семиэтапному алгоритму.

1 этап. Основание для работы по улучшению качества. Определяется цель и ключевые аспекты, удовлетворяющие потребителей.

2 этап. Описание текущей ситуации, постановка конкретных задач, расслоение проблемы по отдельным направлениям.

3 этап. Анализ результатов проведенных мероприятий.

4 этап. Принятие корректирующих мер, устранение причин, вызывающих нежелательные явления.

5 этап. Оценка результатов проведенной работы по улучшению процессов, внедрение дополнительных мероприятий.

6 этап. Стандартизация с целью предупреждения возникновения проблем.

7 этап. Разработка перспективных планов.

### 2.9.3. Этапы развития систем управления качеством

Деятельность по управлению качеством связана с началом трудовой деятельности людей на земле.

В истории документированных систем качества, мотивации, обучения и партнерских отношений проф. С. Д. Ильенкова[1] выделяет пять этапов.

**1 этап (1900–1920).** Сущность системы заключается в том, что качество продукции должно соответствовать стандартам. Данная система является начальным этапом системного подхода, она разработана Тейлором в 1905 г. Система устанавливает требования к качеству изделий в виде полей допусков, настроенных на верхнюю и нижнюю границы шаблонов.

Для обеспечения функционирования системы вводятся инспекторы в области качества. Проводится профессиональное обучение для работы с измерительным и контрольным оборудованием. Устанавливается входной и выходной контроль на основе требований к продукции. Мотивация – штрафы за дефекты и брак в работе, увольнения с предприятия.

**2 этап (1921–1950).** Сущность системы: качество продукции должно соответствовать стандартам и стабильности процессов. В данной системе уделяется больше внимания управлению производственными процессами.

Для обеспечения систем качества используются статистические методы управления качеством. Вводятся контрольные карты, выполненные В. Шухартом; таблицы выборочного контроля качества, разработанные Г. Доджем и Г. Ромингом. В Японии весьма существенное влияние на экономическую революцию в стране с 1950 г. оказали лекции Эдварда Деминга. Суть «цепной реакции» Э. Деминга следующая: улучшение качества приводит к снижению себестоимости, уменьшению переделок, эффективному использованию машинного времени и снижению расходов материала. Это позволяет повысить производительность труда и благодаря лучшему качеству и низкой цены завоевать большую долю рынка. В результате фирма процветает, остается в бизнесе, что позволяет создавать новые рабочие места. Хорошее экономическое состояние фирмы позволяет увеличивать прибыль, которую можно направить на развитие, повысить качество продукции, государство получает больше налогов. В США с 1980 г. введена премия Э. Деминга.

Статистические методы усложняют систему управления, поэтому необходимо обучение этим методам. Для внедрения этих методов вводится материальное стимулирование. Статистический входной и приемочный контроль на основе фактических данных позволяют повысить качество продукции.

**3 этап (1951–1970).** Сущность системы: качество продукции, процессов, деятельности как соответствие рыночным требованиям. Документированная организационная система управления качеством называется TQC (тотальное управление качеством). Систему разработал в 1950 г. американский ученый А. Фейгенбаум, она успешно внедрялась также в Японии. Кроме того, в Японии

[1] Управление качеством : учебник / под ред. С. Д. Ильенковой. М. : Банки и биржи : Юнити, 1998. 199 с.

стали активно функционировать кружки качества (Quality Circles, QC), которые стали одной из форм управления качеством в концепции повышения эффективности. Главные цели кружков:

1) вносить вклад в совершенствование производства и развитие предприятия;

2) на основе уважения к человеку создавать достойную и радостную установку на рабочих местах;

3) создавать благоприятную обстановку для проявления способностей человека и выявления его безграничных возможностей[1].

В СССР по отдельным отраслям производства, также проводилась большая работа по совершенствованию систем управления качеством. Наиболее известные из них.

Система «БИП – бездефектное изготовление продукции», созданная в городе Саратове в 1955 г. Суть системы: строгое выполнение технологических операций, сдача продукции без дефектов с первого предъявления. Достоинство системы: повышение персональной ответственности, эффективная мотивация рабочих, создание предпосылок для повышения качества продукции.

Система «КАНАРСПИ – качество, надежность, ресурс с первых изделий», созданная в г. Горьком в 1956 г. Суть систем: высокий уровень конструкции и технологической подготовки производства. Достоинства: повышение качества подготовки производства, более широкий охват сферы производства, повышение надежности изделий, снижение трудоемкости работ.

Система «СБТ – система бездефектного труда», созданная в 1961 г. в г. Львове. Суть системы: высокий уровень выполнения операций всеми работниками. Достоинство: эффективная система поощрений и санкций.

Система «НОРМ – научная организация работ по повышению моторесурса двигателей», созданная в 1964 г. в г. Ярославле. Суть системы: повышение технического уровня и качества изделий. Преимущество: увеличение ресурса изделий.

Система TQC направлена на управление качеством с целью выполнения установленных требований, в дальнейшем она совершенствуется и развивается в систему TQM, которая дополнительно позволяет управлять целями и самими требованиями.

**4 этап (1970–1980).** Сущность системы: качество как удовлетворение требований и потребностей потребителей и служащих. Документированная организационная система называется TQM (всеобщий менеджмент качества). В 1987 г. появилась серия международных стандартов на системы качества:

– ИСО 9000 «Общее руководство качеством и стандарты по обеспечению качества»;

– ИСО 9001 «Системы качества. Модель для обеспечения при проектировании и/или разработке, производстве, монтаже и обслуживании»;

– ИСО 9002 «Системы качества. Модель для обеспечения качества при производстве и монтаже»;

– ИСО 9003 «Системы качества. Модель для обеспечения качества при окончательном контроле и испытаниях»:

[1] Мазур И. И, Шапира В. Д. Указ. соч.

– ИСО 9004 «Общее руководство качеством и элементы системы качества. Руководящие указания»;

Международные стандарты на системы качества серии ИСО широко используются при выдаче сертификатов на системы качества, что является фактором обеспечения конкурентоспособности.

Кратко основные положения TQM следующие:

1. Роль руководства – постановка цели, организация.

2. Ориентация на клиента – хорошая информационная система, маркетинг.

3. Стратегическое планирование – ориентация не только на существующие потребности, но и на будущие.

4. Вовлечение всех сотрудников, на всех уровнях в повышение качества и конкурентоспособности продукции.

5. Подготовка персонала и систематическое повышение его квалификации.

6. Системный подход к управлению.

7. Управление процессом – концентрация всех сил на совершенствование деятельности фирмы.

8. Постоянное улучшение качества продукции.

9. Хорошо поставленная информационная система.

10. Постоянная оценка эффективности работы системы управления качеством и др.

В СССР в этот период были разработаны системы. Система «КСУКП – комплексная система управления качеством продукции», созданная в 1975 г. в г. Львове. Суть: управление качеством на базе стандартизации, соответствие качества продукции высшим достижениям науки и техники. Достоинство: создание конкурентоспособной продукции с улучшенными качественными характеристиками. Системы, созданные в 1980 г в городах Днепропетровске и Краснодаре «УС УКП и ЭИР – комплексная система управления качеством продукции и эффективным использованием ресурсов» и «КС ПЭП – комплексная система повышения эффективности производства». Суть систем: согласование качественных характеристик продукции с затратами ресурсов. Достоинство: увязка задач повышения качества продукции с задачами повышения эффективности производства в целом, соотношение количественных и качественных характеристик.

Следует отметить, что в научных разработках систем качества СССР имелось много положительных аспектов, которые использовались и другими странами за рубежом, однако отсутствие конкурентной среды и свободного рынка сдерживало производство продукции, которая бы пользовалась в других странах широким спросом.

Для обеспечения систем качества на данном этапе проводится оценка поставщиков, сотрудничество и использование сертификатов на международные стандарты ISO 9000, проводят обучение TQM и ISO 9000, аудит потребителя, мотивацию к внедрению и использованию данных систем. Стандарты ISO 9000 совершенствуются, перерабатываются и принимаются в 1994 и 2000 гг. Это отражено в следующем этапе.

**5 этап (начиная с 1981 г. и т. д.).** Сущность системы качества: качество как удовлетворение требований и потребностей общества, владельцев (акционеров), потребителей и служащих. Данная система является продолжением и развитием предыдущей: дополнительно принимаются международные стандарты QS 9000 «Требования к системам качества», ИСО 14000 устанавливающие требования к окружающей среде, в Европе принимаются стандарты EN 29000, в Великобритании BS 5750 и CSA 290-85, в США ANSI/ASQA 0903 и Mil-Q-9858 A.

В Западной Европе создан Европейский фонд управления качеством (ЕФУК), который работает совместно с Европейской организацией по качеству (ЕОК) с целью поддержания руководства компаний для достижения преимуществ во всеобщей конкуренции. Отличительные особенности европейского подхода к решению проблем качества являются: законодательная основа для всех работ, связанных с оценкой и подтверждением качества; гармонизация требований национальных стандартов, правил и процедур сертификации; создание региональной инфраструктуры проводить работы по сертификации продукции и систем качества и др.

На данном этапе развития систем качества учитываются интересы общества, дается оценка качеству фирмы, предприятия. Это должно подтверждаться соответствующими сертификатами на качество по разработанным международным стандартам серии ИСО 9000 и др. Должную роль играют принципы TQM, статистический контроль и другие методы, применяемые на предыдущих этапах развития систем качества.

### 2.9.4. Эффективность управления систем качества

Мировой опыт конкурентной борьбы между странами, корпорациями и фирмами показал, что побеждает тот, у кого лучше отлажена система управления качеством. Существуют различные методы экономической оценки систем качества, остановимся на некоторых.

Наиболее распространенный метод определения экономического эффекта по *минимуму приведенных затрат:*

$$C = Eн \cdot K \rightarrow min,$$

где $C$ – себестоимость единицы продукции (работы), руб.; $Eн$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,15 – 0,2; К – удельные капитальные вложения в производственные (основные и оборотные) фонды, р.

Метод определения комплексного показателя эффективности управления качеством с учетом экономического риска изложен в[1].

$$Kэ = Ск + R,$$

где $Ск$ – сумма затрат на управление качеством объекта, р.;

[1] Управление обеспечением качества и конкурентоспособности продукции / И. Л. Маренков, В. П. Мельников, В. П. Смоленце, А. Г. Схиртладзе. Ростов н/Д : Феникс. 2004. 512 с.

*R* – величина экономического риска в результате неправильного решения при управлении качеством.

Затраты на управление качеством одного объекта представлены в виде суммы затрат

$$Ск = Сз + Са + Сэ + Со + Спз + (Сс – Сук),$$

где *Сз* – сумма затрат на заработную плату работников службы качества, р.;

*Са* – затраты на амортизацию контрольного оборудования и приборов на время использования системы, р.;

*Сэ, Со, Спз* – затраты соответственно на потребляемые в системе все виды энергии, контрольную оснастку (приспособления и инструмент) и подготовительно-заключительные работы, р.;

*Сс* – стоимость организации работ, р.; *Сук* – стоимость организации качества после ухудшения качества, р.

Более простая методика определения годового экономического эффекта от улучшения качества продукции по конечному результату – цене представлена в[1].

Экономический эффект от внедрения мероприятий, не требующих дополнительных (капитальных) затрат на производство и реализацию продукции, связанных с улучшением качества

$$Э = (Цн – Сн)·Vн – (Цст – Сст)·Vст,$$

где *Цн, Цст* – цена за единицу новая и старая, соответственно, р.;

*Сст, Сн* – себестоимость единицы продукции до и после улучшения качества продукции, р.;

*Vст, Vн* – объем выпуска продукции до и после улучшения качества продукции, единиц.

Экономический эффект от мероприятий, внедрение которых требует капитальных вложений определяется по предыдущей формуле, но с корректировкой на дополнительные приведенные капитальные вложения.

Следует отметить, что к показателям эффективности управления организацией в соответствии со стандартами показателей эффективности управления (US Consolidated Companj Ine, 1994) относятся также:

– доходность инвестиций (*ДИ);*

– доходность собственного капитала (*ДСК)*;

– доходность совокупных активов (*ДСА)*.

Доходность инвестиций можно определить в соответствии с «Методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов».

Коэффициент доходности собственного капитала, %

$$ДСК = ППН / Кс·100,$$

где *ППН* – прибыль после выплаты налогов (включая налоги на прибыль);

*Кс* – собственный капитал.

Доходность совокупных активов, %.

[1] Щур А. В., Буторина И. А. Экономическая оценка маркетинговых решений : учеб. пособие. Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2006. 57 с.

$$ДСА = ПВПН / Ас \cdot 100,$$

где *ПВПН* – прибыль до выплаты процентов и налогов;

*Ас* – собственные активы.

Для облегчения выбора и использования методов оценки конкурентоспособности предлагается упрощенный алгоритм принятия управленческих решений. Алгоритм основывается на обобщении изложенного в пособии материала, в зависимости от профиля выпускаемой продукции и специализации рынка (рис. 2.11).




Рис. 2.11. Принципиальная схема алгоритма управления конкурентоспособностью

На первом этапе (блок 1) намечаются основные цели усиления предприятия в конкурентной борьбе. Наиболее распространенные из них:

– выход на международный рынок, экспорт товаров;

– увеличение объемов продаж, дифференциация товаров;

– увеличение прибыли и снижение затрат;

– ценовая политика, повышение качества продукции;

– интеграционная политика и др.

На втором этапе (блок 2) производится выбор типа рынка, определение долей на рынке, сил конкуренции изготовителей, поставщиков, посредников, конкурентов, расчет обобщающего показателя интенсивности конкуренции, доли конкурентов и темпы роста объемов продаж.

На третьем этапе (блок 3) производится выбор типа рынка, определение долей на рынке, сил конкуренции изготовителей, поставщиков, посредников, конкурентов расчет обобщающего показателя интенсивности конкуренции, доли участников рынка и темпы роста объемов продаж.

Данные желательно сводить в таблицы и давать оценку на ближайшую и долгосрочную перспективу. Особое внимание следует уделять объемам продаж, ценам, маркам, качеству, экономическим показателям, путям получения преимуществ в конкурентной борьбе.

На четвертом этапе (блок 4) проводятся предварительные исследования и выбор возможных направлений улучшения экономического состояния предприятия. Вырабатывается политика и стратегия предприятия конкурентной борьбы.

На пятом этапе (блок 5) рассматриваются варианты инновационных решений, а также поиск новых рынков сбыта продукции, сегментация и позиционирование товаров на рынках, изменения ассортимента продукции, диверсификация и др.

На шестом этапе (блок 6) проводятся расчеты основных показателей, которые влияют на уровень качества и конкурентоспособности продукции, сервисного обслуживания, использования ресурсов, основных производственных фондов и оборотных средств, улучшения финансового состояния, выбора инвестиционных проектов и др.

На седьмом этапе (блок 7) в результате анализа расчетных показателей принимаются решения.

На восьмом этапе (блок 8) производится экономическая оценка принятых решений, реализация их, анализ результатов, корректировка, контроль.

В заключение следует отметить, что, оценивая конкурентоспособность горных предприятий, необходимо уделять внимание оценки конкурентной среды как в мире, так и внутри страны. В настоящее время данному вопросу уделяется большое внимание как за рубежом, так и в нашей стране. Однако в теоретическом плане методы остаются громоздкими с большим перечнем факторов, которые достоверно определить весьма проблематично. Желательно провести систематизацию, обобщение и стандартизацию методов определения конкурентоспособности с учетом международных стандартов по менеджменту качества продукции. Сложность оценки конкурентной среды обусловлена несколькими причинами:

– разнообразием подходов к решению данной проблемы;

– динамичностью и изменчивостью показателей во времени и пространстве, жизненным циклом товаров;

– отсутствием достоверной информации о технико-экономических показателях конкурентов;

– громоздкостью и многофакторностью сбора исходной информации для предполагаемых расчетов;

– сложностью выразить количественно некоторые факторы, входящие в систему определения конкурентоспособности и др.

Опыт экономически развитых зарубежных стран (США, Япония, Германия и др.) показывает, что основное направление в конкурентной борьбе – это повышение качества продукции, использование передовых технологий и ценовая политика в сторону завоевания рынков сбыта. Теоретически и практически это осуществляется соблюдением принципов TQM (всеобщий менеджмент качества), MBQ (менеджмент на основе качества), UQM (универсальный менеджмент качества), соблюдением международных стандартов серии ИСО: 9000, европейских стандартов EN-29000 и др.

В развитых странах первостепенное значение уделяют конкурентоспособности продукции, с этой целью действуют законы, по которым сдерживается развитие монополии за счет применения экономических санкций. Кроме того, с целью повышения качества продукции и конкурентоспособности, некоторые страны создают специальные организации (например, ЕОК, ЕФУК), ежегодно проводят конференции и форумы, присуждают премии за высокое качество (например, премия Э. Деминга в США).

# Раздел 3. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕКНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

## 3.1. КРАТКИЙ ОБЗОР МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Россия промышленную добычу драгоценных металлов на своей территории осуществляет более 200 лет. Наибольшие запасы золота содержатся в рудных проявлениях. Если в тонне руды содержится хотя бы 1 г золота, добыча металла считается высокорентабельной.

В разрабатываемых в наше время месторождениях содержание благородного металла обычно колеблется от 1 до 7 г/т.

По мнению Министра Российской Федерации по развитию Дальнего Востока – полномочного представителя Президента Российской Федерации в Дальневосточном федеральном округе Виктора Ишаева, добыча золота на Дальнем Востоке в 2013 г. будет 118 т и постепенно будет доведена до 158 т. «…Вводятся новые месторождения. Например, Чукотка к 2016 году будет добывать порядка 35 тонн. Магадан будет добывать 32 тонны, Якутия – 34. Амурская область – 27 тонн. Хабаровский край – 21 тонну. На Камчатке сегодня практически нет добычи золота – 2 тонны добывается, но до 2016 года будут добывать 8 тонн»[1]. Далее, отмечается, что «Если тройская унция стоила 1600–1650 долларов, то в перспективе до 2016 года мы считаем, что она будет в размере 1300 долларов. Это вполне приемлемая цена, окупающая затраты и обеспечивающая достаточно высокую доходность».

Виктор Ишаев отметил, что месторождения, разведанные еще в советские времена, которые признавались неперспективными и нерентабельными с учетом нового производства, нынешних цен и спроса в перспективе могут дать серьезные доходы регионам, увеличивать производство драгоценных металлов становится выгодно. На рис. 3.1. показан общий вид карьера.

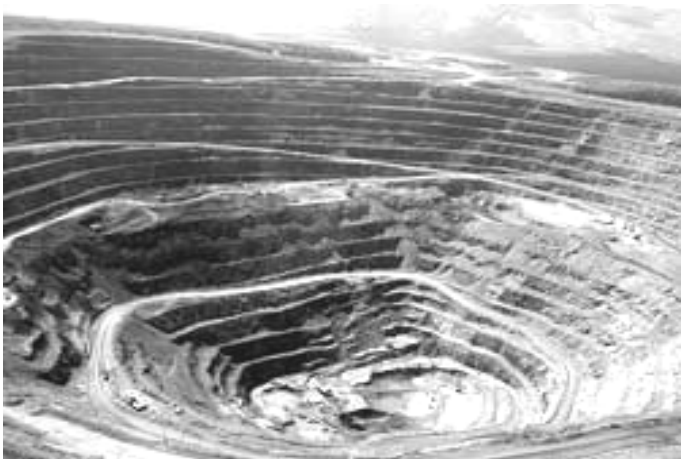


Рис. 3.1. Общий вид карьера[2]

[1] URL: http://atrresources.ru/category/zoloto.
[2] Кулешова А. Б. Указ. соч.

### 3.1.1. Магаданская область

Прогнозные расчеты позволяют предположить, что добыча золота в Магаданской области в 2014 г. составит 26,9 т, в 2015 г. – 32,0 т, в 2016 г. – 32,4 т.

К перспективным месторождениям для добычи драгоценных металлов относят 5 месторождений рудного золота «Купол», «Каральвеем», «Валунистое», «Двойное» и «Майское». Готовится к освоению месторождения «Кекура», «Клен», «Песчанка»[1].

#### *Месторождение Купол*

Это наиболее крупный золотосеребряный объект Охотско-Чукотского вулканогенного пояса из открытых в последнее время. Золотосеребряное месторождение «Купол» находится в 96 км по прямой к юго-востоку от ближайшего населенного пункта с. Илирней. Расстояние от г. Билибино составляет 298 км и г. Анадырь – 450 км.

Рудные тела представлены жилами, сгруппированными в единую зону протяженностью более 3500 м. Всего выделено 16 рудных тел. Их мощность варьирует от 0,2 до 20 м, протяженность от 50 до 2300 м, Оруденение распространяется на глубину более 430 м, падение рудных тел крутое, до вертикального.

Руды месторождения Купол относятся к сульфосолевому минеральному типу золотосеребряной формации. Главную промышленную ценность представляют самородное золото, сульфосоли серебра и электрум. Пробность рудного золота варьирует в широких пределах – от 298 до 875 (преобладает 610–730). Золотосеребряное отношение на месторождении изменяется от 1:1.6 до 1:50, а в среднем составляет 1:10–1:11.

Содержания золота в рудах по данным бороздового и кернового опробования варьирует от 0,01 до 100,0 г/т (редко до 2622,1 г/т), среднее по месторождению – 21,5 г/т. Содержания серебра – от 0,5–10,0 до 500 г/т (редко до 32417,3 г/т), среднее по месторождению 266,6 г/т.

Возможная производительность добычи руды открытым и подземным способами до 809 тыс. т в год и производством в среднем 15,4 т золота и 163 т серебра ежегодно. Запасы обеспечивают 10 лет работы рудника с годовой производительностью 14–19 т золота и 150–200 т серебра.

#### *Месторождение Каральвеем*

Месторождение Каральвеем (Билибинский район) находится в 20 км к западу от г. Билибино, в верховьях одноименной реки. г. Месторождение разведано на глубину 400–450 м при установленном вертикальном размахе оруденения более 900 м.

Месторождение первоначально отрабатывалось открытым способом, но затем было переведено на подземный способ добычи руды.

[1] http://www.chukotka.org/region/branches/get_gold/gold_deposit/.

Годовая производительность рудника по руде 200 т, по золоту – 2300–3000 кг. Срок отработки Каральвеемского золоторудного месторождения может быть продлен до 2025–2027 гг. за счет прироста запасов после проведения геологоразведочных работ на глубоких горизонтах месторождения. В 2011 г. ОАО «Рудник Каральвеем» планирует поисково-оценочные работы в пределах Алискеровской площади, прогнозные ресурсы которой оцениваются в 15 т золота.

### *Месторождение Валунистое*

Месторождение Валунистое (Анадырский район) находится в 237 км севернее г. Анадырь (окружной центр).

Руда представлена 12 зонами минерализации мощностью до 16 м, протяженностью до 500–600 м.

Добыча руды ведется открытым способом с 2003 года из 2 карьеров. Годовая производительность обогатительной фабрики составляет 200 тыс. т руды, 1300–3500 кг золота, 9000–20000 кг серебра. Предприятие проводит геологоразведочные работы на флангах и глубоких горизонтах. Перспективы месторождения могут быть расширены за счет вовлечения в освоение находящихся вблизи перспективных золотосеребряных объектов Канчалано-Амгуэмской металлогенической зоны, на которых проводит геологоразведочные работы ЗАО «Канчалано-Амгуэмская площадь».

### *Месторождение Двойное*

Рудная зона и имеет общую протяженность 1400 м; протяженность продуктивной части – 400 м при мощности до 25–30 м.

Установленная глубина залегания 310 м. Распределение золота и серебра в рудных телах крайне неравномерное. Содержание золота достигает 3,300 г/т, серебра – 16300 г/т,

Запасы месторождения Двойное составляют: – 64 т золота, 94 т серебра.

Добыча на месторождении велась ЗАО «Северное золото» шесть месяцев в году из открытого карьера (производительность около 250 т руды в день).

В 2010 г. в связи со сменой владельца (Корпорация Кинросс Голд) добыча золота и серебра на месторождении приостановлена. Корпорация Кинросс Голд планирует увеличить производство за счет разработки месторождения подземным способом и доставлять руду для переработки на золотоизвлекательную фабрику Купола. Запуск рудника с производительностью 900 т руды в сутки намечен в 2013 г. Карьер рассчитан на 8 лет эксплуатации. Руда будет доставляться для переработки на золотоизвлекательную фабрику месторождения «Купол». В перспективе среднегодовой объем добычи может составить 6–8 т золота и 7–9 т серебра.

## *Месторождение Майское*

Майское золоторудное месторождение (Чаунский район) расположено в 187 км от города Певека, где находится арктический порт и аэропорт. Золоторудное месторождение «Майское» было открыто в 1972 году.

В результате исследований запасы золота на «Майском» первоначально были оценены в 290 т.

На Майском месторождении выявлено около 20 рудных тел, среди которых выделяют пологие и крутые (более $70^{o}$) мощностью 2–4 м, протяженностью 200–1100 м. Установленный вертикальный размах оруденения – 800 м, предполагаемый – более 1200 м.

Месторождение Майское входит в пятерку крупнейших в России с запасами в 22,7 млн т руды, золота – 227 т (A+B+C) при среднем содержании 10,4 г/т.

В 2002 году запасы были пересчитаны – 135 т при среднем содержании 11,5 г/т.

С 2004 г. владельцем лицензии на право пользования недрами месторождения Майское является ООО «Золоторудная компания Майское» (учреждено с участием Highland Gold Mining LTD и ООО «Русссдрагмет»).

С ноября 2009 г. владельцем «Золоторудная компания Майское» является ОАО «Полиметалл». В 2010 г. технико-экономическое обоснование, подготовленное компанией Полиметалл Инжиниринг, прошло аудиторскую проверку. В мае 2010 года начато строительство обогатительной фабрики на месторождении. Общие капитальные затраты на строительство предприятия оцениваются в 170 млн долларов, еще 140 млн долларов будет инвестировано в течение срока эксплуатации предприятия, начиная с 2013 г., в основном, на горно-капитальные работы и техническое перевооружение.

Предприятие планирует выйти на полную производственную мощность, как по добыче, так и по переработке руды в течение 2013 г. Планируемый объем добычи руды в 2012 г. – 500 тыс. т, 2013 г. – 700 тыс. т, 2014 г. – 700 тыс. т (при среднем содержании золота в руде 9,3 г/т). Среднегодовой уровень добычи золота составит 6–10 т.

Кроме перечисленных месторождений, следует отметить месторождения:

– **Наталкинское**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 187/42 т, а среднее содержание золота – 1,3 г/т, (отчет Полюс Золото, 2007), предприятие действующее.

– **Дегдекан**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 1071/47 т, а среднее содержание золота – 1,7/1,5 г/т, проект (отчет Полюс Золото, 2007).

– **Павлик**. Запасы рудного золота составляют 71 т, а среднее содержание золота – 1,8 г/т, (p&p JORC) (Резервы и ресурсы, Полиметалл, 2009), проект.

– **Биркачан**. Запасы рудного золота составляют 43 т, а среднее содержание золота – 2,4 г/т, (p&p JORC) (Резервы и ресурсы, Полиметалл, 2010), предприятие действующее.

– **Хаканджинское**. Запасы рудного золота составляют 16 т, а среднее содержание золота – 4,9 г/т. (p&p JORC) (Резервы и ресурсы, Полиметалл, 2010), предприятие действующее.

Соотношение объема добычи рудного и россыпного золота в Магаданской области очень близко к соотношению в Иркутской области. Объем добычи рудного золота составляет порядка 50 %.

В Магаданской области имеются горнодобывающие предприятия, ведущие разработку золотосеребряных месторождений Дукат, Лунное, Арылах и Гольцовое, переработка – на Омсукчанской ЗИФ и фабрике на месторождении Лунном. Проектная мощность около 1,5 млн т руды с содержанием 0,7 г золота и 383 г/т серебра. Добыча ведется открытым и подземным способом. В начале 2012 г. введен в эксплуатацию карьер на участке Начальный-2[1].

### 3.1.2. Состояние сырьевой базы и золотодобычи в Алтайском крае

#### *Открытая разработка месторождений золота Баяниха и Сухая Грива*

Запасы руды составляют 1 600 тыс. т. Добыча золота – 5 923 кг. Стоимость золота – 12,5 дол./г. Срок эксплуатации месторождений составляет примерно 7 лет.

Капитальные затраты, включающие проектирование, покупку оборудования, строительство, управление, составляют за весь период 5 352 тыс. дол. Предполагается, что используется банковский заем с выплатой 15 % годовых затрат за пользование кредитом. Внутренняя норма рентабельности этого варианта – 34,6 %. Средняя рентабельность продаж составляет 21 %.

Оценка эффективности разработки оставшихся запасов месторождений Баяниха и Сухая Грива подземным способом резко снижает внутреннюю норму рентабельности проекта. Для данных месторождений за 7-летний период их эксплуатации в режиме подземной добычи капитальные затраты не окупаются. Повысить экономическую эффективность эксплуатации месторождения можно, организовав параллельную его отработку открытым и подземным способами.

#### *Открытая разработка месторождения рудного золота Лог-26*

Запасы руды – 2 100 000 т. Запасы золота – 8 400 кг. Добыча золота – 5 712 кг.

Срок эксплуатации месторождения – 8 лет.

Капитальные затраты составляют 8 682 тыс. дол. Банковский кредит используется с выплатой 15 % годовых.

Эксплуатация месторождения, предусматривает открытый способ добычи руды.

[1] URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.

Он оказывается достаточно эффективным. Внутренняя норма рентабельности составляет 16 %, что очень хорошо согласуется с результатами, получаемыми на австралийских предприятиях.

Помимо Тополинского рудного поля, перспективными к отработке являются Мурзинское, Новофирсовское рудные поля и Бащелакский золоторудный узел.

### *Мурзинское рудное поле*

Расположено в Курьинском районе Алтайского края в 70 км от железнодорожной станции и связано с ней асфальтированной (50 км) и грунтовыми дорогами. Площадь рудного поля 10 × 4,2 км. В пределах рудного поля известны три месторождения, эксплуатировавшихся в 19–20 веках.

Прогнозные ресурсы оцениваются в 25 т золота до глубины 200 м. Годовая добыча золота здесь может составить 500–700 кг.

Руды месторождения комплексные и содержат 4 г/т золота, до 26 г/т серебра, 0,1–0,24 % свинца и 0,5–1,59 % цинка. Попутная добыча указанных полезных ископаемых может дать увеличение товарной стоимости руды на 25–30 %.

### *Новофирсовское золоторудное поле*

Расположено в 2,5 км от с. Новофирсово, которое связано со ст. Поспелиха асфальтовой дорогой протяженностью 40 км.

Возможная годовая добыча может составить 500–700 кг.

Руды комплексные и содержат 5 г/т золота 1,3–42,2 г/т серебра, до 0,41 % меди, 0,27–5,75 % свинца и 0,33–6,58 % цинка. Попутная добыча указанных полезных ископаемых может дать увеличение товарной стоимости руды на 45–55 %.

### *Бащелакский золоторудный узел*

Расположен в Чарышском районе в 30 км от районного центра с. Чарыш, с которым связан грунтовой дорогой.

Золоторудный узел, имеющий площадь 278 км$^2$, включает 4 перспективных золоторудных поля: Центральное, Потайнухинское, Куртачихинское и Светлинское.

Суммарные прогнозные ресурсы по четырем указанным рудным полям составляют: золота 87,6 т, серебра 31,6 т.

Минеральный тип руд Бащелакского рудного узла позволяет планировать получение непосредственно на месторождении гравитационного концентрата золота высокой степени чистоты, за счет чего себестоимость переработки руд будет значительно ниже, чем на Тополинском, Мурзинском и Новофирсовском рудном полях. С другой стороны, месторождения Бащелакского узла расположены в наиболее удаленных районах Алтайского края с неразвитой инфраструктурой.

В целом оценка перспективности освоения сырьевой базы золота Алтайского края дает достаточно хорошие перспективы. Месторождения находятся в инфраструктурно развитых районах, имеется квалифицированная рабочая сила, технология добычи и переработки достаточно распространенная и не требует адаптации к минеральному и химическому составу руд. Капитальные вложения окупаются в приемлемые для горнорудных объектов сроки. Суммарная годовая добыча рудного золота на указанных объектах может составить 2,5–3,0 т.

### 3.1.3. Иркутская область

За всю историю в развития горной промышленности Иркутской области добыто более 1300 т драгоценного металла. В последние годы добыча золота составляет 15,8–16,0 т в год, это 10–11 % добычи золота России.

Основные запасы рудного золота разведаны на следующих месторождениях:

1. **Сухой Лог**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 1972/1020 т, а среднее содержание золота – 2,7/0,59 г/т, (ГКЗ Роснедра, 2007).

2. **Вернинское**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 107/47 т, а среднее содержание золота – 3,7 г/т, (С1 + С2, Полюс Золото, 2009), предприятие действующее.

В перспективе расширение Вернинского ГОКа до 3,6 млн т руды в год увеличить производство золота на 4,4 т, доведя совокупный выпуск золота до 9 т в год.

Доказанные и вероятные (proven+probable) запасы Вернинского месторождения по JORC составляют 179 т золота при среднем содержании в руде 2,7 г/т[1].

3. **Голец Высочайший**. Запасы рудного золота, разведанные запасы и прогнозные ресурсы (p&p JORC) – 91 т (GV Gold, 2007).

4. **Чертово Корыто**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 87/14 т, а среднее содержание золота – 2,4 г/т, (ГКЗ Роснедра, 2008).

5. **Месторождение Сухой Лог** – по предварительным оценкам, крупнейшее месторождение золотосодержащих руд в России[2]. Месторождение располагается в пределах Маракано-Тунгуской синклинали в центральной части Бодайбинского синклинория. Золотое оруденение представлено углеродистыми сланцами с маломощными прослойками алевролитов и филлитов, содержащие рассеянные вкрапления, прожилки, гнезда, линзы, линзовидные и прожилковые вкрапления карбонатов и сульфидов. На месторождении по условиям залегания выделены четыре участка: Сухоложский, Центральный, Северо-Западный и Западный (разрабатывается в настоящее время). По геолого-генетическому типу данное месторождение относится к золото-сульфидному.

[1] URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.

[2] URL: http://ru.wikipedia.org/wiki/ %D0 %A1 %D1 %83 %D1 %85 %D0 %BE %D0 %B9_ %D0 %9B %D0 %BE %D0 %B3_( %D0 %BC %D0 %B5 %D1 %81 %D1 %82 %D0 %BE %D1 %80 %D0 %BE %D0 %B6 %D0 %B4 %D0 %B5 %D0 %BD %D0 %B8 %D0 %B5).

Рудное тело представлено пластообразной залежью, мощность которого колеблется в пределах от 15 м на флангах месторождения до 140 м в его центральной части и в среднем составляет около 70 м. Размеры рудного тела по простиранию около 3000 м, по падению 1100–1500 м.

Внутри рудного тела встречаются участки со средним содержанием золота менее 1 г/т, селективная отработка которых не представляется возможной. Вмещающие породы состоят из тонкослоистых черных сланцев и алевролитов.

Руды месторождения относятся к золото-сульфидно-кварцевому технологическому типу. Среднее содержание золота в руде изменяется в интервале от 0,5 до 10 г/т и в среднем составляет 2,7 г/т. Мощность прожилков и других образований пирита находится в пределах от долей миллиметров до нескольких сантиметров.

В эксплуатации находятся месторождения голец Высочацйший и Чертово Корыто. В Иркутской области расположены также небольшие месторождения кварцево-жильного типа с более высоким содержанием золота.

### 3.1.4. Красноярский край

**1. Олимпиадинское месторождение (Олимпиада).**

Запасы рудного золота (балансовые/прогнозные) составляют: 361/104 т., Среднее содержание золота 3,7/3,1 г/т, Предприятие по добычи золота – действующее. Данные (Полюс Золото на 1 января 2009 г.).

Месторождение представлено золото – кварц – окисленными трубообразными рудными телами. Мощность промышленных рудных зон до 200 м, угол наклона рудных тел 70–90 градусов. Руду можно охарактеризовать как золото-кварцево-окисленную. Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова – 3–7. Плотность горных пород 1,6–2,8. К осложняющим эксплуатационным горнотехническим факторам относится повышенная обводненность месторождения, слабая несущая способность пород коры выветривания, сезонное промерзание пород на 2–3 м[1].

**2. Благодатное месторождение.**

Запасы рудного золота (балансовые/прогнозные) составляют 298/72 т, Среднее содержание золота 2,4/2,2 г/т.

На Благодатном месторождении два карьера: Южный и Северный с производительностью 6 млн т руды и 12 т золота в год. Установлены золотоизвлекательные фабрики ЗИФ-4 с проектной мощностью до 6 млн т руды в год [13].

3. **Титимухта**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 76/102 т., а среднее содержание золота – 3,1/2,4 г/т,

Производительность карьера до 2,4 млн т в год. Золотоизвлекательная фабрика ЗИФ-1.

[1] Технология равзработки золоторудных месторождений / под ред. В. П. Неганова. М. : Недра, 1995. 336 с.

### 3.1.5. Якутия

В Якутии 73 % всех запасов золота составляет рудное золото, 30 % россыпное. Основные запасы рудного золота (оцененные и выявленные/предполагаемые на 1 января 2009 г.[1]

1. **Нежданинское**. Запасы рудного золота (балансовые/прогнозные) составляют 252/114 т, среднее содержание золота 5,4/4,0 г/т. Проект.

2. **Кючюс**. Запасы рудного золота (балансовые/прогнозные) составляют 45/48 т, Среднее содержание золота 4,7/5,1 г/т. Проект.

3. **Куранах**. Запасы рудного золота (балансовые/прогнозные) составляют 186/7 т, Среднее содержание золота 1,2 г/т.

Из трех месторождений, только Куранах находится в отработке. Порядка 20 т добываемого золота Якутии состоит из Рудного золото Куранаха и небольших рудных месторождений на флангах Куранахского рудного поля (ст. артели Селигдар). Объем добычи составляет 6–8 т.

Куранахское месторождение представлено пологими линзообразными залежами гидротермально измененными кварц-сульфидными рудами, приуроченными к карстовым полостям. Мощность рудных тел дл 30 м. Угол наклона до 20 градусов. Распределение металла неравномерное. Плотность горных пород 2–2,4 т/м$^3$. К осложняющим факторам относится сезонное промерзание пород на глубину до 2–4 м.

### 3.1.6. Хабаровский край

Золотодобыча в Хабаровском крае увеличена за счет ввода первой очереди Албазинского горнорудном месторождении, где на проектную мощность выведена обогатительная фабрика Албазиннского ГОКа с переработкой 1,5 млн т руды в год. В Николаевском муниципальном районе введена в эксплуатацию первая очередь ГОКа «Белая Гора». Объемы добычи рудного золота составили в 2013 г. 16,5 т[2].

В 2013 году добычу драгоценных металлов в Хабаровском крае ведут пять предприятий разрабатывающих золоторудные месторождения: ОАО «Охотская ГГК» и ООО «Ресурсы Албазино» (оба принадлежат Polymetal), ООО «Белая Гора» и ЗАО «Многовершинное» (оба принадлежат HighlandGoldMining), ООО «Амур Золото». В отчетный период они добыли 7,559 т коренного золота (+20,7 %). Основной объем драгметалла получен предприятиями «Амур Золото», «Многовершинное» и «Ресурсы Албазино». Увеличение добычи связано с выходом на проектные режимы работы обогатительной фабрики горно-добывающего комплекса на месторождении Албазино.

1. **Многовершинное**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 54/21 т, а среднее содержание золота – 9 г/т, (данные 2005 Highland Gold Mining Ltd).

[1] URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.
[2] URL: http://zolotodb.ru/articles/technical/10922.

2. **Албазинское**. Запасы рудного золота (подтвержденные и выявленные) 92 т, среднее содержание золота 2,9 г/т, (Резервы и ресурсы, Полиметалл, 2009).

3. **Белая Гора**. Запасы золота (балансовые) 23 т, содержание 3,5 г/т, (Интернет ссылка на Highland Gold Mining Ltd 2009).

В экспуатации находятся два месторождения Многовершинное и Хаканджинское, готовятся к отработке Албазинское и Белая Гора.

### 3.1.7. Забайкалье

Предприятия Забайкалья в 2013 г. приблизительно добыли золота – 11,7 т, из них около 5,3 т золота – рудных. Болшинство рудных месторождений глубокого залегания и отрабатывается подземным способом. Наиболее перспективными месторождениями являются:

1. **Тасеевское**. Запасы рудного золота – 96 т, а среднее содержание золота – 5,2 г/т, (по данным Highland Gold, 2009).

2. **Дарасунское**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 31/96 т, а среднее содержание золота – 10,3 г/т, (по данным Highland Gold, 2004).

3. **Верхне-Алиинское (Балей)**. Запасы проектные – 20 т, среднее содержание золота в руде 2,1 г/т (ЗАО «Омчак», 2007).

4. **Ключевское**. Запасы рудного золота, (балансовые) составляют 78 т, а среднее содержание золота – 2,2 г/т, (Роснедра, 2010).

5. **Любавинское**. Запасы рудного золота, (балансовые) составляют 52 т, а среднее содержание золота – 1,9 г/т, (по данным Highland Gold, 2009).

Падение золотодобычи после 2005 г. объясняется истощение золотых россыпей, объем которых составлял до половины добываемого золота.

### 3.1.8. Амурская область

Золотодобычей в Амурской области занимаются около 50 предприятий, однако реально видна работа не более 20 из них. Рудную золотодобычу ведут только три компании – ГК «Петропавловск», ООО «Березитовый рудник» (входит в Nordgold Алексея Мордашова) и ОАО Прииск «Соловьевский»[1]. Рудного золота добывают 78 %, а россыпного 22 %. В последние годы Амурская область поднялась в общероссийском рейтинге с шестого на второе место по объему добычи золота.

Балансовые запасы на действующем месторождении «Березитовое» составляют около 75 т, при среднем содержании золота около 2 т/г. Запасы месторождения «Покровское» – около 18 т, при среднем содержании золота 4,4 г/т. Для дальнейшего развития золотодобычи разрабатываются проекты на месторождения «Бамское» и «Маломырское» с содержанием золота 3–3,5 г/т[2].

[1] URL: http://www.roninfo.ru/news/dobyicha-zolota-v-amurskoj-oblasti-soxranitsya-na-urovne-20-30-t-v-god-v-techenii-bliz.

2 URL: www.polyusgold.com.

### 3.1.9. Камчатский край

В настоящее время на территории Камчатки добычу благородных металлов ведут шесть предприятий: ЗАО «Корякгеолдобыча», ОАО «Золото Камчатки» (Kamgold, оба принадлежат ГК «Ренова»), ЗАО «Тревожное Зарево» (принадлежит британской Trans-Siberian Gold), предприятие «Северное», ОАО «А/С Камчатки» и ООО «Карагинская ГК».

Через пять лет «Золото Камчатки» будет добывать свыше 9 т драгметалла. Успех планам принесет месторождение Аметистовое[1].

Добыча руды на Аметистовом ведется с 2012 г. Задачей 2014 г. является запуск золотоизвлекательной фабрики. Ежегодная переработка руды должна достичь 500 000 т. Первый год эксплуатации площадки принесет Kamgold дополнительные 1,8 т драгметалла. Дальнейшая интенсификация разработки Аметистового даст Kamgold – 4 т золота ежегодно[2].

1. **Агинское**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 28/32 т, а среднее содержание золота – 30 г/т,

2. **Аметистовое**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 52/51 т, а среднее содержание золота – 15 г/т,

3. **Асачинское**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 21/15 т, а среднее содержание золота – 209 г/т,

4. **Бараньевское**. Запасы рудного золота, (балансовые/прогнозные) составляют соответственно 17/49 т, а среднее содержание золота – 12 г/т,

В отработке находится Агинское и Золотое месторождение, готовятся к эксплуатации месторождения: Кумрочское, Родниковское, Мутновское, Озерновское рудное поле.

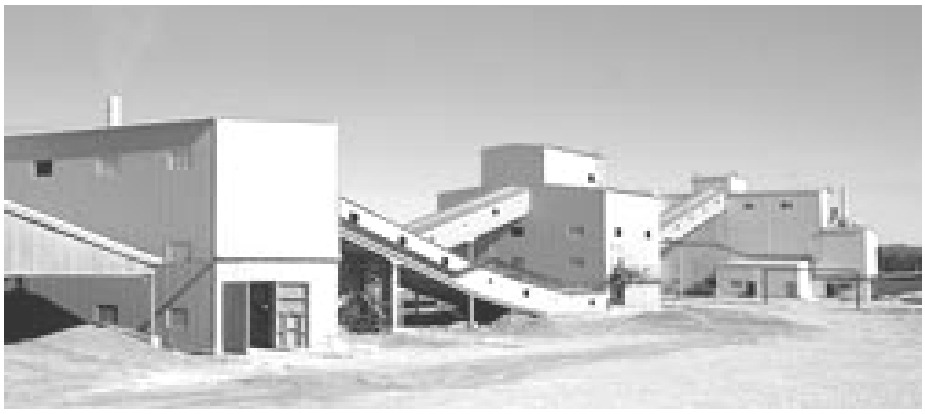


Рис. 3.2. Фабрика по извлечению золота на месторождении Воронцовское (Свердловская область, отработку ведет дочернее предприятие ОАО «Полиметалл» – ЗАО «Золото Северного Урала»)[3]

[1] URL: http://zolotodb.ru/articles/technical/10922.
[2] URL: http://uvelir.info/.
[3] URL: http://library.stroit.ru/articles/zoloto3/index.html.

## 3.2. ОБОСНОВАНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА

На стадии технико-экономического обоснования разработки месторождения ставится задача по определению рациональных границ карьера, позволяющих вовлечь в отработку запасы месторождения, обеспечивающих наиболее высокие экономические показатели проекта.

Определение рациональных параметров карьера производится методом сопоставления значений среднего, контурного и граничного (экономического) коэффициентов вскрыши.

Средний коэффициент вскрыши определяется из условий:

1. Сопоставление себестоимости открытых горных работ и подземных горных работ.

2. Оценка по условию погашения себестоимости вскрышных и добычных работ выручкой от реализации товарной продукции (или в некоторых случаях по замыкающим затратам).

Себестоимость подземных горных работ принимается из опыта разработки месторождений с аналогичными геологическими и горно-техническими условиями. При сравнении также следует учитывать, что подземная разработка месторождений сопровождается большими рисками аварий, травматизмом и увеличением капитальных вложений на вскрытие месторождений, строительства надшахтных сооружений и низкой производительностью труда подземного рабочего.

Граничный коэффициент вскрыши $К_{гр}$ определяется из условия равенства полной себестоимости добычи и цены полезного ископаемого по формуле Городецкого[1]:

$$К_{гр} = \frac{а \times К_{и} \times Ц - (С_{Д} + С_{П})}{С_{В}},$$

где $а$ – среднее содержание металла в эксплуатационных запасах, г/т;

$К_{и}$ – коэффициент извлечения металла;

$Ц$ – цена 1 грамма металла, р.;

$С_{Д}$ – себестоимость добычи 1 т руды при нулевой вскрыше, р.;

$С_{П}$ – себестоимость переработки 1 т руды на фабрике, р.;

$С_{В}$ – себестоимость разработки 1 м$^3$ вскрыши, р.

Граничный коэффициент вскрыши можно определять также с учетом аффинажных работ и накладных расходов, используя методические указания: «Нормы технологического проектирования горно-добывающих предприятий металлургии с открытым способом разработки (ВНТП».

$$Кгр = \frac{а * Ц * Ки * Кп - (Сд + Сп + Снр)}{Св},$$

где $Кп$ – коэффициент учитывающий НДПИ и аффинаж;

$Снр$ – накладные расходы на одну тонну руды.

[1] Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М. : Недра, 1982, 416 с.

Ниже приводится пример расчета максимально допустимого коэффициента вскрыши по условиям экономичности открытых работ $м^3/т$. Результаты расчета граничного коэффициента вскрыши приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Результаты расчета граничного коэффициента вскрыши

| Показатель | Ед. изм. | Вариант 1 | Вариант 2 | Вариант 3 | Вариант 4 |
|---|---|---|---|---|---|
| Бортовое содержание | г/т | 0,350 | 0,500 | 0,700 | 1,000 |
| Среднее содержание в эксплуатационных запасах | г/т | 1,0 | 1,1 | 1,3 | 1,5 |
| Сквозное извлечение металла | % | 85 | 85 | 85 | 85 |
| Объемная масса руды | $т/м^3$ | 2,7 | 2,7 | 2,7 | 2,7 |
| Себестоимость добычи 1 т руды | р./т | 75 | 75 | 75 | 75 |
| Себестоимость обогащения 1 т руды | р./т | 430 | 430 | 430 | 430 |
| Себестоимость разработки 1 $м^3$ вскрыши | $р./м^3$ | 200 | 200 | 200 | 200 |
| Цена реализации золота | р./г | 1400 | 1400 | 1400 | 1400 |
| Извлекаемая ценность 1 т руды | р./т | 1190 | 1309 | 1547 | 1785 |
| Граничный коэффициент вскрыши | $м^3/т$ | 3,45 | 4,1 | 5,21 | 6,4 |
| | $м^3/м^3$ | 9,3 | 11,1 | 14,1 | 17,3 |

Параметры карьерных выработок принимаются в соответствии с ВНТП 35-86 и ПБ 03-571-03 согласно физико-механическим свойствам руды и вмещающих пород.

## 3.3. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ И СРОК СЛУЖБЫ КАРЬЕРА

Производственная мощность картеров, осуществляющих добычу драгоценных металлов, колеблется от нескольких тыс. т, до нескольких млн т руды в год.

Расчетная производственная мощность карьера зависит от горно-геологических условий залегания рудного тела, применяемого горно-транспортного оборудования, запросами потребителей данного металла, возможностей инвестирования на строительство карьера и приобретения оборудования. Производственные мощности по добыче руды должны сопоставляться с возможностями обогатительной фабрики.

С учетом эксплуатационных запасов руды и производственной мощности карьера определяется срок службы и составляется календарный план отработки запасов месторождения.

Производственная мощность карьера принимается по горнотехническим возможностям[1].

Общая схема производства работ в карьере заключается в следующем.

[1] Ведомственные нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки (ВНТП 35-86). М. : Минцветмет СССР, 1986.

Производство горно-подготовительных работ.

Производство вскрышных работ (в том числе проведение заездов на нижележащие горизонты карьера).

Создания условий для последующей рекультивации месторождения.

Добычные работы.

Рекультивация нарушенных земель.

Технология добычных и вскрышных работ предусматривает выполнение следующих основных технологических операций:

– подготовку горнорудной массы к выемке с использованием буровзрывных работ;

– раздельную выемку и погрузку пород вскрыши и руды экскаватором в автосамосвалы;

– транспортирование руды автосамосвалами на площадку обогатительной фабрики; пород вскрыши во внешние отвалы, бедных руд в специальный отвал;

– формирование отвалов вскрышных пород бульдозерами после разгрузки автосамосвалов;

– погрузка руды экскаватором в автосамосвалы и транспортировка на обогатительную фабрику.

## 3.4. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Вскрытие месторождений, обычно, осуществляется траншеями. По способу заложения вскрывающих выработок по отношению к контуру карьера применяют внешние траншеи и внутренние траншеи. По числу обслуживающих уступов на одном уступе применяют отдельные траншеи, на нескольких уступах – групповые и для всех уступов – общие траншеи[1].

Нагорная часть месторождения с гористым рельефом местности обычно вскрывается отдельными полу траншеями, начиная с верхнего горизонта, с постепенным вовлечением в эксплуатацию нижних горизонтов.

Полу траншеи проводятся вдоль борта карьера бульдозером. При проведении полу траншеи формируется горизонтальная площадка для экскаватора.

При погашении горизонтов возможно сдваивание уступов, одна траншея будет последовательно обслуживать два горизонта. При вовлечении в отработку нижележащих горизонтов полу траншеи углубляются и удлиняются в процессе эксплуатации.

Глубинные горизонты вскрываются траншеями внутреннего заложения (наклонными съездами). Выезд на поверхность осуществляется по спиральной или тупиковой схеме. Въездная траншея связана внутрикарьерными автодорогами с отвалами породы и перегрузочной площадкой.

По мере углубления карьера формируется наклонная транспортная берма шириной 20–25 м. Руководящий уклон транспортных берм и ширина принимается расчетами по нормативным документам в зависимости от принимаемых транспортных средств. К концу отработки карьера формируется сдвоенные ус-

[1] Мельников Н. В. Указ. соч.

тупы. Между погашенными уступами обычно оставляют бермы механизированной очистки шириной 8 м.

Горно-подготовительные работы, обеспечивающие доступ к рудным телам, и так как объемом значительно меньше вскрышных работ, их иногда не выделяют в качестве горно-капитальных работ (ГКР). Являясь составляющей вскрышных работ, они учитываются в календарном графике отработки месторождения.

### *Горно-подготовительные работы*

Порядок отработки карьера принимается нисходящим сверху вниз слоями (уступами).

В состав горно-подготовительных работ включены работы, обеспечивающие объем подготовленных запасов, а именно: проходка траншеи под рабочую площадку размером 60×60 м. Подготовка запасов должна обеспечить не менее, чем двухмесячную работу карьера.

В период ГПР производится очистка карьерного поля от мелколесья, кустарника и т.д. на всей площади карьера и площадях для размещения отвалов.

Почвенно-растительный слой обычно имеет небольшую мощность (0,1–0,15 м) и должен складироваться и сохраняться для рекультивации в процессе проведения вскрышных работ в соответствии с ГОСТ 17.5.3.06-85 «Охрана природы. Земли. Требования к определению норм снятия плодородного слоя почвы при производстве земляных работ».

## 3.5. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Выбор системы разработки осуществляют по классификации, наиболее известны классификация Е. Ф. Шешко, учитывающая связь между системой разработки и способом вскрытия: классификация И. В. Мельникова, отражающая способ транспортирования вскрышных пород в отвалы и классификация систем разработки месторождений по направлению выемки горной массы в плане и профиле В. В. Ржевского.

Для разработки золоторудных месторождений наибольшее распространение получила транспортная система разработки с вывозкой пород вскрыши, во внешние отвалы и частично во внутренние при отработке нижних уступов карьера.

Добытая руда карьерным автотранспортом доставляется на рудный склад обогатительной фабрики.

Высота уступов принимается исходя из характеристик принимаемого горно-транспортного оборудования и технологии отработки с учетом уменьшения потерь и разубоживания в контурах рудной залежи.

Каждый новый горизонт подготавливается внутренней разрезной траншеей, проходимой со стороны висячего бока рудных тел. Длина разрезной траншеи определяется в каждом конкретном случае из расчета обеспечения карьера подготовленными и готовыми к выемке запасами. Направление развития фронта гор-

ных работ обычно предусматривается продольное, от висячего борта. Отработка уступов – продольными заходками. Вскрышные породы отрабатываются по мере необходимости создания готовых к выемке запасов на добычных горизонтах.

Подготовка горных пород к выемке осуществляется буровзрывным способом. Взорванные вскрышные породы разрабатываются экскаваторами, грузится на автосамосвалы и транспортируется на отвал пустых пород.

Взорванная рудная масса грузится на автосамосвалы экскаваторами или одноковшовыми погрузчиками и транспортируется к обогатительной фабрике,

Обоснование минимальной ширины разрезной траншеи и рабочей площадки производится по условию разворота транспортных средств на площадке (тупиковый разворот с возможностью маневров автотранспорта при установке под погрузку) и определяется по следующим формулам:

– для рабочих площадок:

$$Шрп = Вр + 2С + Т – bn;$$

– для разрезных траншей:

$$Шрт = С1 + Ва /2 + Ra + La,$$

где *Вр* – ширина развала, м;

С – безопасное расстояние, м;

*Т* – ширина транспортной полосы, м;

bп – ширина призмы возможного обрушения, м;

*С1* – расстояние от нижней бровки заходки до автосамосвала, м;

*Ва* – ширина автосамосвала;

*Ra* – конструктивный радиус поворота автосамосвала, м;

*La* – длина автосамосвала, м;

Ширина заходки экскаватора типа прямая лопата определяется по формуле

$$A = (1{,}5 \div 1{,}7) \cdot R_{чу}$$

где *Rчу* – радиус черпания экскаватора на уровне стояния.

**ПРИМЕР**

Определим параметры забоя для экскаватора ЭКГ 5А с погрузкой горной массы в автосамосвал БелАЗ-7540.

Принимаем *С1* = 1,5 м; *Ва* = 3,86 м. *Ra*=8,7 м; *La*=7,11 м.

– для рабочих площадок:

$$Ш_{рп} = В_р + 2 \cdot С + Т + b_п = 26 + 2 \cdot 3 + 10 + 6 = 48 \approx 50\,м,$$

– для разрезных траншей:

$$Ш_{рт} = С_1 + \frac{В_а}{2} + R_а + L_а = 2{,}0 + \frac{3{,}86}{2} + 8{,}7 + 7{,}11 = 19{,}74 \approx 20\,м,$$

Для экскаватораЭКГ-5А:

$$A = (1{,}5 \div 1{,}7) \cdot 9{,}04 = 13{,}56 \div 15{,}37\,м.$$

Ширину заходки экскаватора типа обратная лопата можно ориентировочно принять равной величине максимального радиуса черпания. Для экскаватора Doosan DX300 он составляет 10,17 м. Таким образом, принимаем ширину заходки экскаватора Doosan DX300 равной 10,0 м.

Схемы работы экскаватора ЭКГ 5А и экскаватора Doosan DX300 показаны на рис. 3.3 и рис. 3.4.

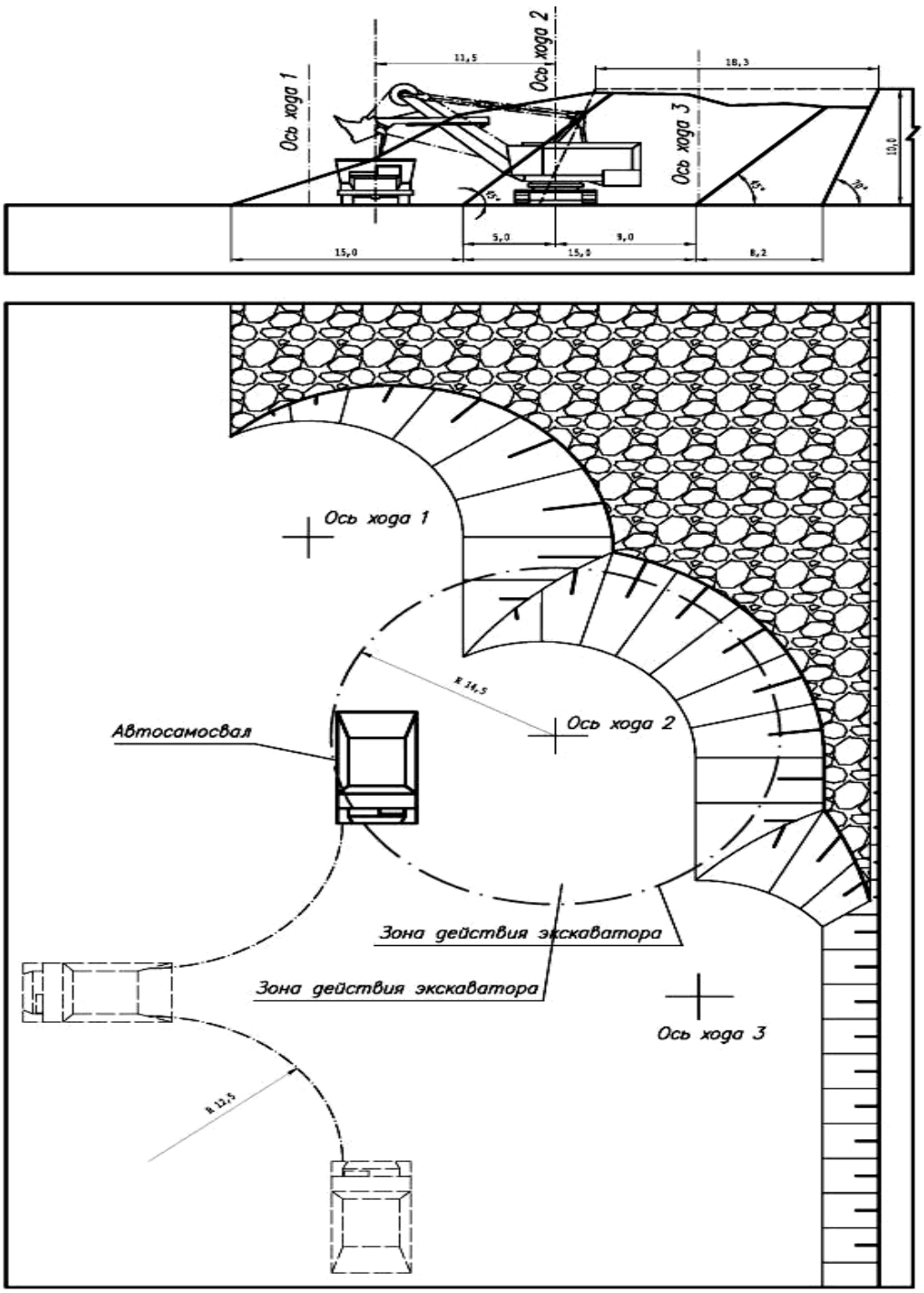



Рис. 3.3. Технологическая схема работы экскаватора ЭКГ-5А
с погрузкой породы в автосамосвалы БелАЗ-7540

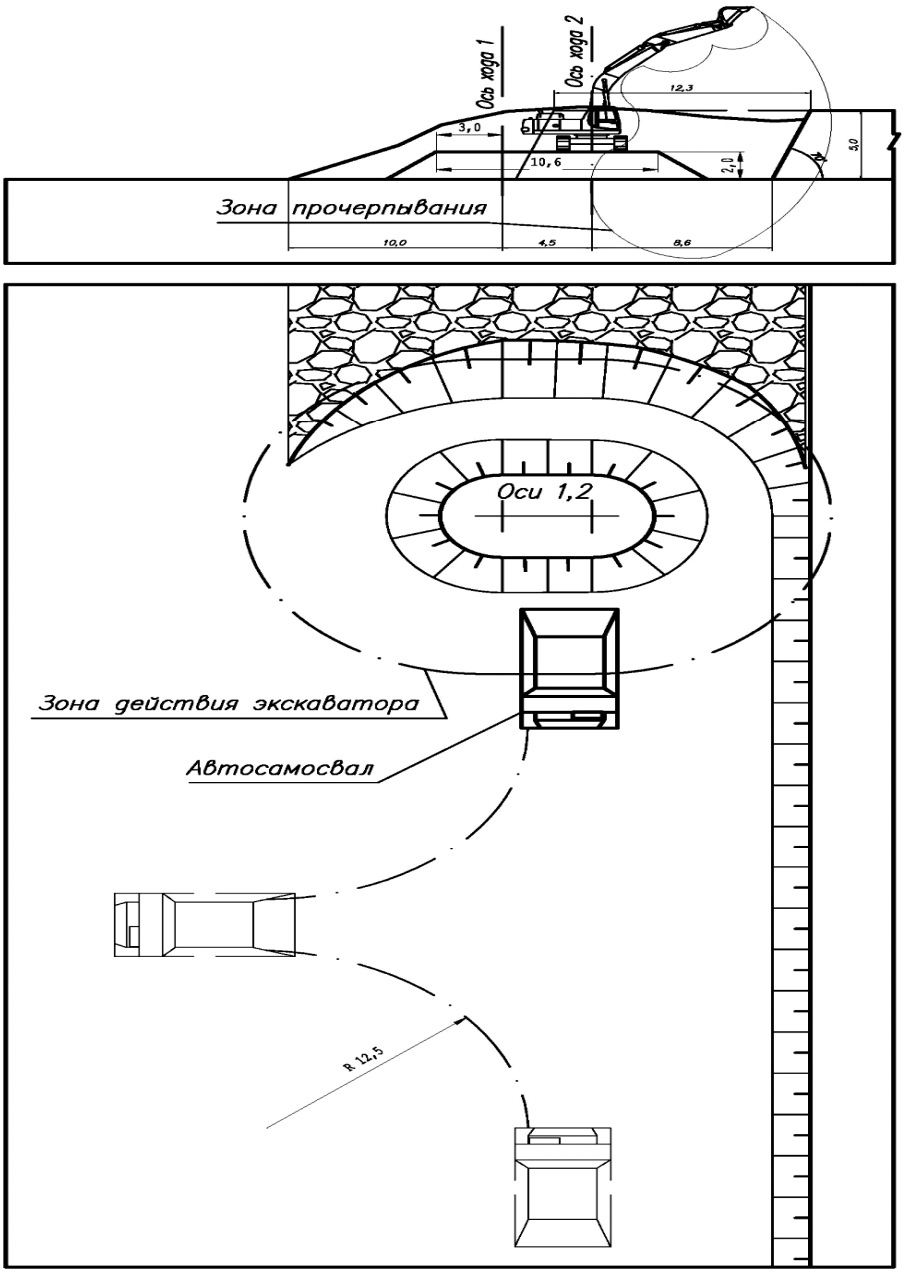



Рис. 3.4. Технологическая схема работы экскаватора Doosan DX300 с погрузкой горной массы в автосамосвалы БелАЗ-7540

### *Буровзрывные работы*

Проектирование буровзрывных работ производится на основании использования требований «Единых правил безопасности при взрывных работах» (ПБ 13-407-01), утвержденных Госгортехнадзором России 30.01.2001 г. и «Типовой инструкции по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности», 1993 г.

Взрыванию подвергается как полезное ископаемое (руда), так и скальная вскрыша. Выбор бурового оборудования, взрывчатых веществ и средств взрывания производится по справочникам.

### *Расчет параметров скважинных зарядов*

Расчетная линия сопротивления по подошве определяется по формуле Союзвзрывпрома, м:

$$W = b = \sqrt{\frac{p\left(l_c - l_{заб}\right)}{qHm}},$$

где b – расстояние между рядами скважин, м;
m – коэффициент сближения скважин;
q – удельный расход ВВ, кг/м$^3$.

$$q = qэт \times e,$$

где qэт – удельный расход эталонного ВВ (аммонита №6ЖВ),
e – коэффициент перевода мощности ВВ,
H – высота уступа, м;
p – вместимость ВВ в 1 м скважины;

$$p = \Delta \cdot \frac{\pi}{4} \cdot d_c^2 = 0{,}785\Delta \cdot d_c^2,$$

где Δ – плотность заряжания ВВ (для игданита Δ = 850 кг/м3);
dc – диаметр скважины,
lc – глубина скважины, м

$$l_c = \frac{H}{\sin \beta_c} + l_n,$$

где βc – угол наклона скважины к горизонту, градус, βc = 90º;
lп – длина перебура, м

$$l_n = \kappa_n \cdot d_c,$$

где кп – относительная длина перебура скважины, выраженная в диаметрах заряда (при коэффициенте крепости пород f = 12, кп = 11);
lзаб – длина забойки, м

$$l_{заб} = (20 - 30)\, d_c.$$

Величина линии сопротивления по подошве (W) должна удовлетворять требованиям «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом ПБ 03-571-03» при бурении первого ряда скважин, то есть быть больше либо равной допустимому значению линии сопротивления по подошве (Wд)

$$W_д = H\left(ctg\,\alpha - ctg\,\beta_c\right) + 2,$$

где α – угол откоса борта уступа, градус$^o$;
Расстояние между скважинами в ряду, м

$$a = mW$$

Если a = b, то принимается квадратная сетка скважин; если a = 0,85b – шахматная, при которой расстояние между всеми смежными скважинами составляет b. Шахматная сетка размещения скважин обеспечивает более равномерную степень дробления пород, но при этом уменьшается выход горной массы с одного метра скважины и соответственно увеличивается удельный объем бурения. В данном случае принимается квадратная сетка скважин.

Масса заряда в скважине, кг:

$$Q = (l_c - l_{заб}) \cdot p .$$

Количество рядов скважин определяется исходя из ширины буровой заходки.

Выход породы с одного метра скважины, м$^3$/м:

$$v_{гп} = \frac{aHb}{l_c} .$$

Интервал замедления можно ориентировочно определить по формуле Союзвзрывпрома

$$\tau = КиW,$$

где τ – интервал замедления, мс;

Ки – коэффициент, зависящий от крепости пород (при коэффициенте крепости.

W – ЛСП, м.

В качестве замедлителя, обычно, рекомендуется принимать реле пиротехническое РП-8 с интервалом замедления 20 мс.

Ширина развала горной массы от первого ряда скважин (м) определяется по формуле

$$B_p = 15\, G_m \sqrt{WH} ,$$

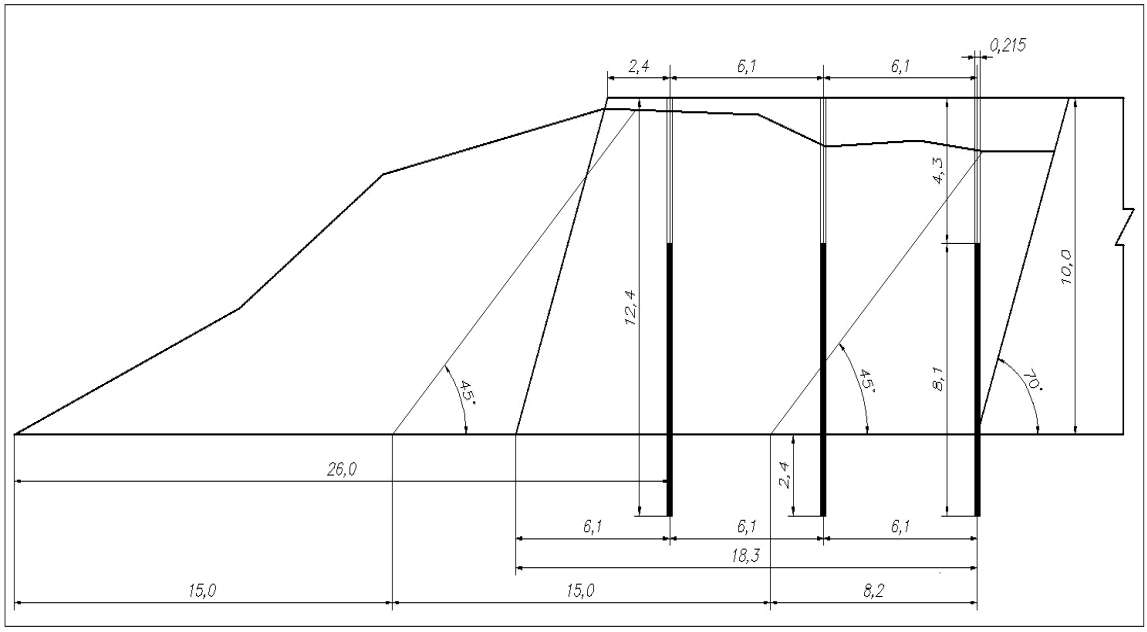
где Gт – удельный расход ВВ на 1 т породы, кг/т

$$G_m = \frac{q}{\gamma} = \frac{0,68}{2,7} = 0,25 ,$$

где γ – плотность пород, т/м$^3$.

Примеры расположения скважин для высоты уступов 10 и 5 м показаны на рис. 3.5.

а)




б)

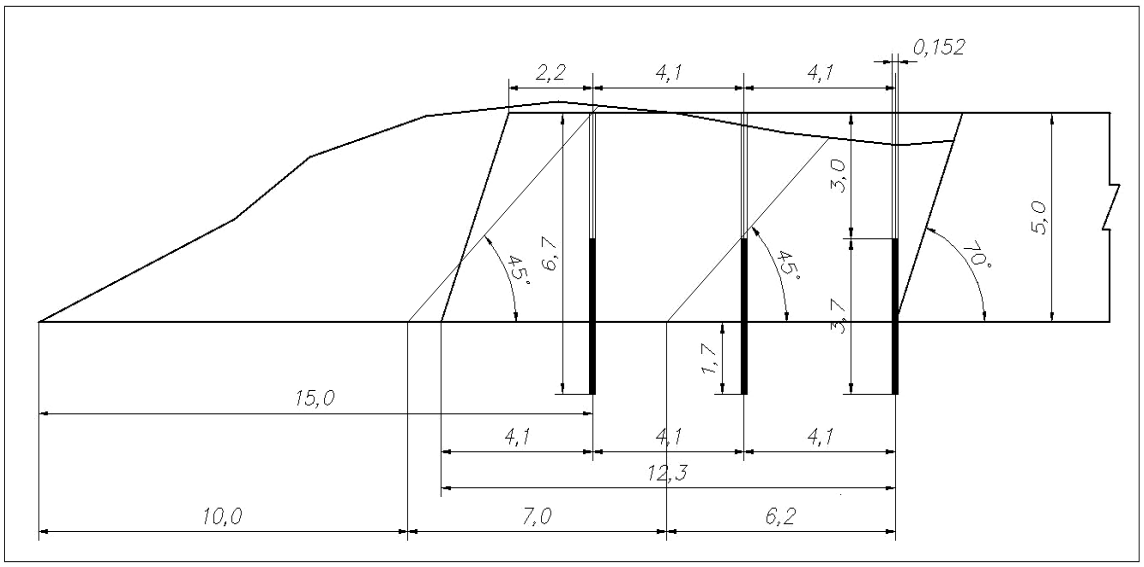



Рис. 3.5. Параметры взрывных скважин и развала породы после взрыва:
а) вскрышной уступ высотой 10 м; б) добычной уступ высотой 5 м

Определение безопасных расстояний при производстве взрывных работ

Границы зон безопасности определены в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах ПБ 13-407-01», утвержденных Госгортехнадзором России 30.01.01 г. Расчет производится по факторам:

– по разлету отдельных кусков породы;
– по сейсмическому действию взрыва;
– по действию ударной воздушной волны.

## 3.6. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

### 3.6.1. Теоретические основы определения товарной продукции

Расчет товарной продукции производится с учетом минимального промышленного содержания полезных компонентов в руде. Оценка может производиться по цене товарного металла, цене концентрата или с учетом ценности попутных компонентов в добываемой руде. Расчеты рекомендуется проводить в соответствии с методическими рекомендациями по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых[1] и методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов[2].

Расчетные формулы для определения минимального промышленного содержания, %:

**А. Товарная продукция – товарный металл:**

$$C_{min} = \frac{(З_д + З_о + З_{тр.к} + З_м + Н) \cdot 100}{Ц_м \cdot И_о \cdot И_м \cdot (1 - Р)},$$

где $C_{min}$ – минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде, %;

$З_д$ – себестоимость добычи 1 т добываемой руды, р.;

$З_о$ – себестоимость обогащения 1 т добываемой руды, включая общерудничные (комбинатские и коммерческие расходы), р.;

$З_{тр.к}$ – затраты на транспортировку концентрата в расчете на 1 т добытой руды, р.;

$З_м$ – затраты на металлургический передел в пересчете на 1 т добытой руды, р.;

$Н$ – налоги, не входящие в структуру себестоимости (кроме налога на прибыль) на 1 т добытой руды, р.;

$Ц_м$ – цена 1 т товарного металла (без налога на добавленную стоимость), р./т;

$И_о$ – коэффициент извлечения металла (полезного компонента) в концентрат при обогащении, доли единицы;

$И_м$ – коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе, доли единицы;

Р – коэффициент, учитывающий разубоживание руд при добыче, доли единицы.

---

[1] Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев) (утв. распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р). М., 2007. 49 с.

[2] Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (вторая ред., испр. и доп.) : офиц. изд. М. : Экономика, 2000. 418 с.

**Б. Товарная продукция – концентрат:**

а) с учетом цен на концентраты:

$$C_{min} = \frac{(З_д + З_о + Н) \cdot С_к}{Ц_к \cdot И_о \cdot (1 - Р)},$$

где $Ц_к$ – цена 1 т концентрата, р./т;

$С_к$ – содержание металла (полезного компонента) в концентрате, %;

б) с учетом цен на содержащийся в концентратах металл (полезный компонент):

$$C_{min} = \frac{(З_д + З_о + Н) \cdot 100}{Ц_{м\,кон} \cdot И_о \cdot (1 - Р)},$$

где $Ц_{м\ кон}$ – цена 1 т металла (полезного компонента) в концентрате (с учетом затрат на транспортировку концентрата и себестоимости металлургического передела концентрата), р./т;

**В. При наличии попутных компонентов:**

В формулах, приведенных выше, затратная часть должна быть уменьшена на величину суммарной извлекаемой ценности попутных компонентов, приходящейся на 1 т добытой руды.

В обобщенном виде формула расчета минимального промышленного содержания при наличии попутных компонентов приведена ниже:

$$C_{min} = \frac{(З + Н - П) \cdot 100}{Ц \cdot И \cdot (1 - Р)},$$

где $З$ – полная себестоимость добычи и переработки 1 т руды, р./т;

При определении себестоимости используются программы сметных расценок ФЕР 81-02-02-2001 (Федеральные единичные расценки на горно-вскрышные работы) и др.;

$Н$ – налоги, не входящие в структуру себестоимости (кроме налога на прибыль) на 1 т добытой руды, р.;

$П$ – суммарная извлекаемая ценность попутных компонентов, приходящаяся на 1 т добытой руды, р./т;

$Ц$ – цена 1 т главного основного полезного компонента (металла), руб./т;

$И$ – коэффициент сквозного извлечения основного полезного компонента (металла) в товарную продукцию, получаемую из минерального сырья, доли единицы;

Р – коэффициент, учитывающий разубоживание руд при добыче, доли единицы.

### 3.6.2. Экономическое обоснование кондиций

Экономическое обоснование кондиций и расчеты по определению параметров кондиций и оценке экономической эффективности от реализации проекта проводятся с использованием положений, изложенных в «Методических ре-

комендациях по оценке эффективности инвестиционных проектов», утвержденных Министерством экономики Российской Федерации, Минфином России, Государственным комитетом Российской Федерации по строительной, архитектурной и жилищной политике № ВК 477 от 21.06.99 г.; а также используются «Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев)» (утверждены распоряжением МПР России от 05.06.07 г. № 37-р) и «Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (2-е изд, испр. и доп., офиц. изд. М.: Экономика, 2000. 418 с.).

В соответствии с перечисленными методиками необходимо определять следующие показатели:

1. ДП – денежный поток, или Cash Flow (CF);

2. Коэффициент дисконтирования для различных периодов работы горного предприятия;

3. ЧДД – чистый дисконтированный доход, или чистая современная стоимость, Net Present Value (NPV);

4. ИД – индекс доходности, или Profitability Index (PI);

5. ВНД – внутренняя норма доходности, или внутренняя норма прибыли, Internal Rate of Return (IRR);

6. БЭ – бюджетная эффективность – чистый дисконтированный доход государства;

7. срок окупаемости капиталовложений, рентабельность по отношению к производственным фондам и эксплуатационным затратам.

1. **Денежный поток** – это движение наличных средств, будущих денежных поступлений (приток) и расходов (отток) при строительстве и эксплуатации месторождения, иллюстрирующее финансовые результаты от возможной реализации проекта.

Денежный поток горного предприятия обычно состоит из двух частных потоков:

а) от инвестиционной деятельности;

б) денежного потока от операционной деятельности.

Накопленное сальдо денежного потока за весь расчетный период от начала строительства горного предприятия и до его ликвидации определяет его чистый денежный поток.

Расчет денежного потока в общем случае осуществляется исходя из следующих основных условий:

– стоимости товарной продукции, которая определяется без учета НДС, исходя из среднего значения цены внутреннего или мирового рынка на конечную продукцию за год;

– размера капиталовложений;

– размера эксплуатационных затрат, которые[1] определяются с использованием нормативов на базе решений технологических частей ТЭО или постатейно по элементам затрат без учета НДС;

– размера оборотных средств (обычно принимается равным величине двух-трехмесячных эксплуатационных затрат и учитывается в расходной части первых лет эксплуатации и в доходной части последнего года);

– амортизации, рассчитываемой по соответствующим нормам;

**Налогооблагаемая прибыль $П_н$** определяется как разность между стоимостью товарной продукции и эксплуатационными затратами с учетом всех налогов и платежей, погашаемых из валовой прибыли, по следующей формуле:

$$П_н = Ц_t – З_t – Н_ф – П_о,$$

где $Ц_t$ – стоимость реализованной товарной продукции, р.; $З_t$ – годовые эксплуатационные затраты, р.; $Н_ф$ – налоги погашаемые из валовой прибыли (налог на имущество); $П_о$ – освобождаемая, в соответствии с условиями лицензионного соглашения, от налогообложения часть прибыли.

2. При расчете денежного потока приведение разновременных затрат и доходов к начальному периоду оценки осуществляется с использованием процедуры дисконтирования.

**Коэффициент дисконтирования** $q_t$ определяется по формуле

$$q_t = \frac{1}{(1+E)^t},$$

где E – ставка дисконтирования, доли ед.; $t$ – номер расчетного года.

Коэффициент дисконтирования играет важную роль в экономических расчетах по определению дисконтированного денежного потока, позволяет рассчитать чистый дисконтированный доход.

Ставки дисконтирования, обычно, принимаются равными 10 и 15 %.

3. **Чистый дисконтированный доход (ЧДД)** для постоянной нормы дисконтирования ($E_{const}$) вычисляется как сумма приведенных к начальному этапу оценки всех доходов от эксплуатации месторождения за весь расчетный период. Величина ЧДД рассчитывается по формуле:

$$ЧДД\,(NPV) = \sum_{t=0}^{T} (Ц_t - З_n + А_t)\,\frac{1}{(1+E)^t} - \sum_{t=0}^{T} \left( К_t \frac{1}{(1+E)^t} \right),$$

где $Ц_t$ – стоимость реализованной продукции (выручка предприятия) в $t$-м году; $З_n = З_t + Н_ф + Н_п$ – полные затраты, производимые в $t$-м году; $А_t$ – амортизационные отчисления, производимые в $t$-м году; $T$ – расчетный период (в общем случае от начала строительства до ликвидации предприятия); $К_t$ – капитальные вложения в $t$-м году, $Н_п$ – налог на прибыль.

Если величина чистого дисконтированного дохода положительная, освоение месторождения экономически эффективно. В указанной формуле в кон-

[1] Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов.

це последнего (*Т*-го) шага учитывается реализация активов при ликвидации (завершение отработки месторождения) производства.

Для расчета современной стоимости будущих денежных потоков, в случае, если они равны для каждого года эксплуатации объекта, вместо коэффициента дисконтирования может использоваться так называемый **коэффициент ежегодной ренты** $b_n$ (коэффициент аннуитета), рассчитанный по формуле:

$$b_n = \frac{q^n - 1}{q^n (q - 1)},$$

где $q = (1 + E)$; $n$ – срок эксплуатации объекта.

4. **Индекс доходности (ИД)** представляет собой отношение суммы приведенных доходов ($Ц_t - З_n + А_t$) к величине приведенных капиталовложений:

$$ИД = \frac{\sum_{t=0}^{T} (Ц_t - З_n + А_t) \frac{1}{(1+E)^t}}{\sum_{t=0}^{T} К_t \frac{1}{(1+E)^t}}.$$

Очевидно, что в экономически эффективных проектах величина ИД больше единицы.

5. **Внутренняя норма доходности (ВНД)** представляет собой ту норму дисконтирования (Е), при которой величина приведенных доходов равна приведенным капиталовложениям. В случае, если ВНД больше величины нормы дисконтирования, инвестиционный проект имеет запас прочности при его реализации.

Внутреннюю норму доходности можно определить использую программу в EXELe: ВСД(Аи:Ки), где Ки – первый год эксплуатации месторождения, а Ки суммарный результат, взятый по строке ЧДД.

**6. Бюджетная эффективность** оценивается государственного или регионального управления. В соответствии с этими требованиями бюджетная эффективность может определяться для бюджетов различных уровней. Показатели бюджетной эффективности рассчитываются на основании определения потока бюджетных средств.

К притокам средств относится:

– притоки от налогов, акцизов, сборов и отчислений и др.

– доходы от эксплуатации, строительства объектов и др.

– дивиденды по акциям и другим ценным бумагам, выпущенным в связи с реализацией ИП.

К оттокам бюджетных средств относятся:

– предоставление бюджетных ресурсов;

– бюджетные дотации и др.

Бюджетный эффект на горном предприятии может быть рассчитан путем дисконтированных основных отчислений по годам, в числе которых налог на добычу полезных ископаемых, налог на прибыль, налог на имущество, налог на землю и платежи за причинение вреда окружающей среде.

7. **Срок окупаемости капиталовложений** – минимальный период времени от начала реализации проекта, за пределами которого величина накопленного (кумулятивного) денежного потока становится неотрицательной. Срок окупаемости определяется с использованием процедуры дисконтирования и без нее.

Технико-экономическое обоснование кондиций производится на основе рассмотрения экономических показателей, рассчитанных с включением в затраты всех реальных налогов, сборов и платежей, требуемых действующим федеральным и местным законодательством и условиями лицензионного соглашения.

Основными элементами **инвестиционных затрат** при строительстве и эксплуатации горнодобывающего предприятия являются:

1) первоначальные капитальные вложения, включающие в себя горно-капитальные работы, затраты на приобретение, транспортировку и монтаж горного оборудования, объекты поверхностного комплекса (основного и вспомогательного назначения), природоохранные объекты, объекты внешней инфраструктуры;

2) капитальные вложения на строительство обогатительной фабрики;

3) капитальные вложения, осуществляемые в период эксплуатации, в том числе на поддержание мощности предприятия и на реновацию.

4) оборотный капитал.

На действующих предприятиях в состав инвестиционных затрат включается остаточная стоимость основных фондов

**Эксплуатационные затраты**, связанные с добычей и обогащением полезного ископаемого, определяют себестоимость продукции горного (горно-обогатительного) предприятия. Основными составляющими эксплуатационных затрат являются:

– заработная плата. Определяется численность промышленно-производственного и вспомогательного персонала предприятия и устанавливается уровень оплаты его труда (определяется на основе действующих тарифных соглашений или по статистическим данным);

– начисления на заработную плату (ЕСН);

– стоимость сырья и материалов. Для обогатительных фабрик выбор реагентов и их запас определяются по аналогии с подобными предприятиями;

– затраты на электрическую и тепловую энергию. Количество потребляемой электроэнергии рассчитывается на основе удельной мощности используемого электрооборудования. Для удаленных мест предусматривается строительство автономных источников энергообеспечения (например, дизель-электростанция); текущие затраты на восстановление природы; ремонт и содержание основных фондов; амортизационные отчисления.

**Величина основных производственных фондов делится на две части:**

а) основные фонды, связанные со вскрытием, подготовкой и отработкой запасов полезного ископаемого (горно-капитальные выработки, специализированные здания, сооружения и передаточные устройства) и предназначенные только для нужд данного горного (обогатительного) предприятия; начисления

амортизации по ним производятся по потонной ставке – отчислением на 1т погашенных запасов полезного ископаемого;

б) остальные основные фонды предприятия – машины, оборудование, транспорт, инвентарь и т. п., начисления амортизации по которым осуществляются в общем порядке по единым нормам, установленным для данного вида или группы основных средств:

– цеховые и общерудничные расходы (могут приниматься в процентах от основных расходов);

– коммерческие расходы (с расшифровкой их размеров и направлений использования);

– налоги и платежи, выплачиваемые из себестоимости.

Величина налога на добычу полезного ископаемого (НДПИ) определяется исходя из стоимости первого товарного продукта, имеющего потребительскую ценность.

Перечень относимых на себестоимость продукции эксплуатационных затрат определяется в соответствии с порядком, установленным Правительством Российской Федерации.

Эксплуатационные затраты делятся на переменные и постоянные

**Переменные** затраты: зарплата, материалы и т. п., абсолютная величина которых меняется пропорционально изменению объемов производства, а относительная величина в расчете на единицу продукции остается неизменной.

**Условно-постоянные** затраты: цеховые, общерудничные и др., абсолютная величина которых практически не меняется в зависимости от объемов производства, а относительная (в расчете на единицу продукции), напротив, изменяется.

Для месторождений благородных металлов учитываются затраты на аффинаж, которые составляют 1–1,5 % от стоимости чистого металла.

### 3.6.3. Пример определения экономической эффективности разработки рудного месторождения открытым способом

#### *Горно-технические условия разработки месторождения*

На месторождении имеются золото-кварцевые жилы и минерализованные прожилково-вкрапленные золотоносные (рудные) зоны. Строение и размещение отдельных золоторудных тел (штокверков, рудных зон и отдельных кварцевых жил) месторождения определяется более мелкими деталями складчатой структуры антиклинали.

В центральной части месторождения, соответствующей ядру антиклинали, находится штокверковая рудная залежь размерами около $200 \times 700$ м.

Мощности рудных зон сильно варьируют от 4–5 м до 14–20 м. В центральной части штокверковой залежи выделяется узкая (2–3 м), круто падающая минерализованная (рудная) зона. Объемный вес горных пород равной 2,69–2,7 т/м$^3$, Руды и вмещающие породы месторождения отнесены к категории крепких скальных пород с пределом прочности на сжатие от 944 до 2175 кг/см$^2$

или 94,4–217,5 МПа. Коэффициенты крепости по М. М. Протодьяконову (f) в диапазоне 9–20 ед. при расчетном среднем значении 12,0 ед. К числу наиболее крепких относятся жильный кварц и кварцитовидные песчаники.

Вмещающие породы месторождения представлены слоями крепких песчаников и менее прочных углеродистых сланцев.

Для сравнения предлагается рассмотреть три варианта оконтуривания рудного тела с различным средним содержанием драгоценного металла в руде. Чем выше содержание металла в руде, тем меньше промышленные контуры рудного тела и соответственно эксплуатационные запасы руды. В табл. 3.2 приводится пример определения себестоимости добычи 1 т руды и 1 г золота для среднего содержания золота в руде 0,5 г/т, 0,7 г/т и 0,9 г/т.

Таблица 3.2

Пример расчета себестоимости добычи золота по трем вариантам

| Показатели | Вариант 1 | Вариант 2 | Вариант 3 |
|---|---|---|---|
| | Среднее содержание золота, г/т | | |
| | 0,5 | 0,70 | 0,9 |
| Эксплуатационные запасы: | | | |
| золота, кг | 1500 | 1250 | 1120 |
| руды, тыс. т | 3000 | 2000 | 1500 |
| Затраты на добычу, всего, млн р. в том числе: | 2 1 97,5 | 1 904,5 | 1 758 |
| эксплуатационные затраты | 1 7 00 | 14 00 | 1300 |
| НДПИ | 1760 | 1540 | 935 |
| прочие налоги | 27 | 24 | 16 |
| амортизация | 171 | 148 | 86 |
| Себестоимость добычи 1 т руды | 820 | 900 | 1000 |
| налог на имущество всего | 50 | 44 | 25 |
| на 1 тонну руды | 20,79 | 23,12 | 24,28 |
| Себестоимость добычи 1 т руды с учетом налогов | 840,00 | 925,36 | 1026,19 |
| в том числе по переделам работ: | | | |
| горно-подготовительные, вскрышные | 383,12 | 310,00 | 227,57 |
| добычные | 126,92 | 162,86 | 116,78 |
| горнотехническая рекультивация | 329,95 | 152,50 | 181,84 |
| Себестоимость 1 г золота, р./г | 1 465 | 1 523 | 1569 |

Расчеты себестоимости (табл. 3.2), показывают, что для данного примера, наименьшая себестоимость добычи 1 т руды и 1 г металла в первом варианте.

Для первого варианта, как наиболее эффективного: больший объем добычи золота и наименьшая себестоимость добычи одной тонны руды и одного грамма золота. Приняв первый вариант за основу, продолжим расчет для определения основных экономических показателей, при условии, что месторождение отрабатывается в течение шести лет.

Расчеты экономического обоснования кондиций основываются на принципах, изложенных в «Методических рекомендациях по оценке эффективности инвестиционных проектов» утвержденные Минфином РФ в 1999 г. (№ ВК 477 от 21.06.99 г.). Главными из этих принципов являются:

1. Моделирование потоков продукции, ресурсов и денежных средств в пределах расчетного периода (горизонта расчета).

2. Определение экономического эффекта путем сопоставления ожидаемых интегральных результатов и затрат.

3. Приведение в расчетах ожидаемых разновременных доходов и расходов к условиям их соизмеримости по экономической ценности в начальном периоде с использованием процедуры дисконтирования.

В табл. 3.3 приводится пример расчета основных экономических показателей. Исходные данные: проектная мощность предприятия – 250 кг добычи золота в год, цена 1 г составляет 1500 р.

Таблица 3.3

Экономические показатели разработки месторождения

| № | ПОКАЗАТЕЛИ | Годы разработки участка | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1-й | 2-й | 3-й | 4-й | 5-й | 6-й |
| Инвестиционная деятельность | | | | | | | |
| 1 | Инвестиционные затраты | | | | | | |
| 2 | Капитальные затраты и СМР | 5000 | | | | | |
| 3 | Пополнение оборотных средств Инвестором | 31830 | | | | | |
| 4 | Итого инвестиции | 36830 | 0 | | | | |
| Производственная деятельность | | | | | | | |
| 5 | Цена, р./кг | 1500 | 1500 | 1500 | 1500 | 1500 | 1500 |
| 6 | Выход золота, кг | 250,00 | 250,00 | 250,00 | 250,00 | 250,00 | 250,00 |
| 7 | Доходы от продажи золото | 375000 | 375000 | 375000 | 375000 | 375000 | 375000 |
| 8 | Затраты полные (включая амортизацию и налоги) | 36625 | 36625 | 36625 | 36625 | 36625 | 36625 |
| 9 | в том числе налоги | 5201 | 5201 | 5201 | 5201 | 5201 | 5201 |
| 10 | Полная себестоимость золота, руб/кг | 147 | 147 | 147 | 147 | 147 | 147 |
| 11 | Валовая прибыль | 338375 | 338375 | 338375 | 338375 | 338375 | 33875 |
| 12 | Налог на прибыль (по ставке 20 %) | 67675 | 67675 | 67675 | 67675 | 67675 | 67675 |
| 13 | Чистая прибыль | 270700 | 270700 | 270700 | 270700 | 270700 | 270700 |
| 14 | Амортизация основных фондов | 4795 | 4795 | 4795 | 4795 | 4795 | 4795 |
| 15 | Рентабельность к полным затратам, % | 7,39 | 7,39 | 7,39 | 7,39 | 7,39 | 7,39 |
| 16 | Чистый приток от производственной деятельности | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 |
| Финансовая деятельность | | | | | | | |
| 17 | Возврат (погашение) инвестиций в полном объеме | 275495 | 16034 | | | | |

| № | ПОКАЗАТЕЛИ | Годы разработки участка | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 1-й | 2-й | 3-й | 4-й | 5-й | 6-й |
| 18 | Сальдо финансовой деятельности | 36830 | -16034 | 0 | 0 | | |
| 19 | Приток реальных денег | 238665 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 |
| 20 | Сальдо реальных денег | 201835 | 291529 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 |
| 21 | Сальдо накопленных реальных денег | 201835 | 493364 | 768859 | 1044354 | 1319849 | 1595344 |
| Показатели эффективности проекта | | | | | | | |
| 22 | Приток реальных денег | 238665 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 | 275495 |
| 23 | Коэффициенты дисконтирования при ставке 10 % | 0,9091 | 0,8264 | 0,7513 | 0,6830 | 0,6209 | 0,5645 |
| 24 | Дисконтированный поток реальных денег | 216970 | 227669 | 206979 | 188163 | 171055 | 155517 |
| 25 | Сумма дисконтированных потоков реальных денег **(ЧДД)** при ставке дисконтирования 10 % | | | | | | 5423605 |
| 26 | Бюджетная эффективность при ставке дисконтирования 10 % | 66252 | 60225 | 54752 | 49774 | 45249 | 41139 |
| 27 | Внутренняя норма прибыли **(ВНП)**, % при ставке дисконтирования 10 % | | | | | | 69,8 |
| 28 | Индекс доходности инвестиций **(ИД)**, % при ставке дисконтирования 10 % | | | | | | 35,8 |

Из расчетов видно, что для данных условий ЧДД составит 5 423,5 млн р., а индекс доходности (ИД) 35,8 %.

Обобщенные технико-экономические показатели для выбранного первого варианта приводятся в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Основные технико-экономические показатели для варианта с содержанием золота 0,5 г/т

| № п/п | Показатели | Единица измерения | За год | За период эксплуатации |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Геологические запасы | | | |
| | – руды | тыс. т | | 3600 |
| | – золото | кг | | 1500 |
| 2 | Среднее содержание золота в геологических запасах | г/м$^3$ | | |
| 3 | Промышленные запасы | | | |
| | – руды | тыс. т | | 3300 |
| | – золото | кг | | 1500 |
| 4 | Среднее содержание золота в промышленных запасах | г/т | | 0,5 |
| 5 | Общекарьерные потери золота | % | | 14,30 |
| 6 | Разубоживание | % | | 17,9 |

| № п/п | Показатели | Единица измерения | За год | За период эксплуатации |
|---|---|---|---|---|
| 7 | Эксплуатационные запасы | | | |
| | – руды | тыс. т | | 3000 |
| | – золото | кг | | 1500 |
| 8 | Среднее содержание в эксплуатационных запасах (без учета обогащения) | г/т | | 0,869 |
| 9 | Срок обеспечения предприятия запасами | лет | | 6,0 |
| 10 | Горизонт расчета | лет | | 6,0 |
| 11 | Год выхода предприятия на полную производственную мощность | год | | 1,0 |
| 12 | Производственная мощность предприятия в год: | | | |
| | – на вскрыше | тыс. $м^3$ | 2160 | 12960 |
| | – на добыче | тыс. т | 350 | 350 |
| | – на переработке руды | кг | 260 | 260 |
| 33013 | Коэффициент вскрыши | | | |
| | – геологический | $м^3$/т | | 3,60 |
| | – промышленный | $м^3$/т | | 3,00 |
| 14 | Извлечение золота из концентрата в товарную продукцию | % | | 84,7 |
| 15 | Выпуск конечной продукции | кг | 260,76 | 1754,60 |
| 16 | Цена реализации единицы (г) золота | р. | 1500 | 1500 |
| 17 | Стоимость товарной продукции | млн р. | 750 | 4500 |
| 18 | Инвестиционные расходы, всего, в том числе: | млн р. | 483,10 | 483,10 |
| | – капитальные затраты | млн р. | 412,64 | 412,64 |
| | – вложения в оборотные средства | млн р. | 70,46 | 70,46 |
| 19 | Удельные капиталовложения на 1 т эксплуатационных запасов руды | р. | 171,12 | 171,12 |
| 20 | Эксплуатационные затраты всего, в т. ч. | млн р. | 366,2 | 2197,5 |
| | – НДПИ | млн р. | 24,51 | 164,90 |
| | – амортизация | млн р. | 25,65 | 171,69 |
| 22 | Валовая прибыль | млн р. | 338,375 | 2030,25 |
| 23 | Налог на имущество и прочие платежи | млн р. | 8,51 | 50,13 |
| 24 | Налогооблагаемая прибыль | млн р. | 92,43 | 722,69 |
| 25 | Налог на прибыль | млн р. | 18,49 | 144,54 |
| 26 | Чистая прибыль | млн р. | 270,7 | 1624,2 |
| 27 | Ставка дисконтирования | % | | 10 |
| 28 | Чистый дисконтированный доход | млн р. | | 542,36 |
| 29 | Индекс доходности | доли ед. | | 3,58 |
| 30 | Срок окупаемости капитальных вложений | лет | | 3,0 |
| 31 | Внутренняя норма доходности | % | | 47,50 |
| 32 | Дисконтированная бюджетная эффективность | млн р. | | 662,52 |

# Раздел 4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

## 4.1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА ИЗ РОССЫПЕЙ

Впервые золотоносные россыпи в России обнаружены по р. Березовка на Урале и документально подтверждены в 1774 г., а промышленная разработка началась только спустя 40 лет. К этому периоду времени во многих странах (Мексика, Бразилия, Куба) велась добыча из россыпей, и был накоплен уже достаточный опыт.

Впоследствии были обнаружены россыпи в Миасском районе на Урале (1816 г.), в Забайкалье (1830 г.), Енисейской тайге (1839 г.), в Баргузине (1845 г.), на р. Бодайбо и ее притоках (1864 г.), в Приморье (1869 г.), низовьях Амура (1890 г.). Россыпная золотоносность в России расположилась на огромной территории от Урала до Приморья по всему югу и центру Сибири. К началу Первой мировой войны около 85 % золота было получено из россыпей.

В послереволюционные годы существенно были активизированы работы по поискам, разведке и добыче золота. В результате этой работы были открыты Алданский и Колымский золотоносные районы, определившие на многие десятилетия развитие золотопромышленности, и в основном из россыпей.

В постсоветский период отечественная золотопромышленность России и ее минерально-сырьевая база понесли существенный урон. В последнее годы наметилась определенная стабилизация и рост объема добычи золота.

По мнению председателя Союза старателей России В. И. Тарakановского[1] сырьевая база россыпной золотодобычи на период 2007–2008 гг. составляет около 1400 т запасов категорий В+С1+С2 (14 % от общих запасов месторождений золота, числящихся на государственном балансе), из них в распределенном фонде – 740 т (53 %) и в нераспределенном – 660 т (47 %). Запасы золота могли бы пополняться более активно, если бы геологическая разведка финансировалась в достаточных объемах, а не только за счет пользователей недр. Соотношение прироста запасов из россыпных месторождений с погашением в 2001–2006 гг. приводится в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Соотношение прироста и погашения запасов на россыпях

| Год | Погашено в недрах, кг | Прирост запасов по кат. С1+С2, кг | Прирост запасов к погашению, % |
|---|---|---|---|
| 2001 | 13094 | 8716 | 67 |
| 2002 | 14164 | 2786 | 20 |
| 2003 | 15258 | 3355 | 22 |
| 2004 | 12899 | 1299 | 10 |
| 2005 | 12594 | 2233 | 18 |
| 2006 | 10766 | 2196 | 20 |

[1] URL: http://zolotodb.ru/articles/docs/discuss/10169.

| Год | Погашено в недрах, кг | Прирост запасов по кат. С1+С2, кг | Прирост запасов к погашению, % |
|---|---|---|---|
| Итого: | 78775 | 20585 | 27 |

Источник: данные взяты из статьи «Проблемы добычи золота из россыпных месторождений России» (Золотодобыча. 2008. № 116 (июль)).

Золотоносные россыпи могут быть объединены в четыре геолого-генетические группы, которые охватывают около 5 тыс. объектов продуктов выветривания:

– золотоносные россыпи элювиальной коры выветривания, приуроченные к выходам рудных тел на поверхность с 6–10 % от общих запасов золотых месторождений страны и 16 % золота России, к ним относятся Олимпиадинское, Светличное, Муртыкты, Кузнецовское (Чазы-Гол), Рябиновое, Покровское и другие месторождения. Нередко подобные коры проникают на глубину 150–200 м по зонам рудовмещающих дислокаций и локализуют в себе крупные (до 120 т) тела легкообогатимых и богатых руд. Отнесение данного типа к россыпям не является общепризнанным, поскольку многие исследователи относят их к коренным месторождениям:

– аллювиально-пролювиальные россыпи мелкого и тонкого золота (аллювиально-гетерогенных толщ повышенной мощности), локализующие около 5 % запасов россыпного золота и обеспечивающие около 1 % его добычи;

– аллювиальные россыпи (мелко- и глубокозалегающие), концентрирующие в себе преобладающую часть запасов россыпного золота – 84 % и являющиеся основным источником россыпной золотодобычи – 76 %;

– прибрежно-морские россыпи древних береговых зон на континенте с незначительной ролью в запасах россыпей (около 1 %) и добыче (до 4 %), к ним относится месторождение Рывеемское на Чукотке[1].

Самостоятельная группа – техногенные россыпи, являющиеся продуктом промышленной разработки месторождений. Формирование техногенных россыпей является закономерным следствием изменения экономических требований и несовершенства применяемой техники и технологии добычи и обогащения золотоносных песков. Добыча из техногенных месторождений в старых золотоносных районах составляет около 15–20 % и характеризуется устойчивой тенденцией роста. Достоверных же данных о прогнозных ресурсах и запасах не имеется.

Россыпные месторождения золота в России играют важную роль в структуре МСБ золота страны, в них локализовано 18 % запасов и 10 % природных ресурсов. При этом доля россыпного золота в общероссийской добыче составляет около 50 %, доля же запасов россыпного золота за 1991–1998 гг. уменьшилась на 7,3 %, добыча из них за тот же период упала на 47 %.

[1] Беневольский Б. И. Золото России: проблемы использования и воспроизводства минерально-сырьевой базы. М. : Геоинформцентр, 2002. 464 с.

По мнению специалистов, потенциал россыпей достаточно велик для сохранения при существующем уровне еще на 10–15 лет до переориентации на разработку коренных месторождений.

Запасы россыпного золота сосредоточены в 28 субъектах Российской Федерации от Урала до Камчатки, в основном в труднодоступных, удаленных от инфраструктуры и экономически слабых районах.

Наиболее крупными районами добычи золота являются: Центральная Колыма, Якутия, Чукотка, Лена и Приамурье.

Эти районы обеспечили за последние 10 лет более 80 % добычи золота из россыпей и 75 % прироста запасов. Ежегодная добыча золота этих регионов колеблется от 6–10 до 20–33 т. Кроме того, важное место в МСБ золота занимают Урал, Енисейский кряж и Восточное Забайкалье.

Крупнейшим районом мира россыпного золота является Центрально-Колымский район. Всего за всю историю освоения этого района добыто более 2,5 т, а совместно с Чукоткой – 3,3 т. В основном золото приурочено к аллювиальным россыпям четвертичного возраста (Берелех, Дебин, Оротукан). В россыпях Магаданской области локализовано 15 % общих запасов страны и регион занимает второе место после Якутии по объемам прогнозных ресурсов. Основные запасы золота из россыпей сосредоточены в малых и средних долинах, характерные для районов Чукотки, Урала и Приамурья. Для Приамурья наоборот характерны россыпи крупных долин (Селемджа) и толщь повышенной мощности (Нагиминская, Яснопольская). Благодаря этому Амурская область занимает первое место в России по прогнозным ресурсам россыпей (27 %) и четвертое – по запасам (10 %).

Якутия, наряду с Магаданской областью, за последнее десятилетие занимает лидирующие позиции в золотодобыче страны, добывая ежегодно от 11 до 33 т. Суммарная же добыча россыпного золота составила более 1 000 т.

По запасам золота из россыпей Якутия занимает первое место в стране (22 % общих запасов) и по прогнозным ресурсам около – 11 %.

Для россыпей Якутии характерны крупные масштабы золотоносности (десятки тонн), значительная мощность золотоносных песков (до 60–80 м), большая глубина залегания (до 20–50 м), мелкое и тонкое золото при низком среднем содержании около 0,5 г/м³.

Из россыпных месторождений Алданского, Нерюнгринского, Усть-Майского, Верхоянского и др. районов Якутии. Объем добычи составляет составляют 12–14 т.

Третьим золото россыпным районом страны является Ленский район Иркутской области, в границах которого добыто около 1,3 тыс. т золота.

Россыпное золото добывается на 110–120 россыпных объектах Бодайбинского района (96 % областного объема добычи) и 9–11 россыпях Мамско-Чуйского, Нижнеудинского, Качугского и Усольского районов.

В ближайшие десятилетия в Иркутской области добыча россыпного золота будет стабильной с тенденцией к постепенному снижению из-за истощения ее МСБ. Ожидается приток инвестиций в освоение богатых объектов россыпного зо-

лота с тяжелыми горно-техническими условиями и техногенных россыпей. «Трудные» россыпи, как правило, разведаны, а техногенные требуют переоценки.

Характерной особенностью россыпей являются богатые погребенные россыпи средне- и поздне четвертичного возраста. Они приурочены к малым (6 % золота) и средним (94 % золота) долинам (Мамакан, Большой Макалак и др.). В последнее время возрастает роль техногенных россыпей (Б. Догалдын). Запасы россыпного золота в области составляют 11 % общероссийских, прогнозные ресурсы – 9 %[1].

По данным Б. И. Беневольского, из 3,8 тыс. разведанных и 1,1 тыс. эксплуатируемых россыпей России около 80 % имеют запасы менее 500 кг каждая. Почти половина (46 %) запасов золота сосредоточено в 380 средних по запасам месторождениях (от 1 до 5 т). Остальные запасы золота россыпей распределились в 365 мелких (0,5–1,0 т) и 27 крупных (более 5 т) месторождениях[2].

По уровню добычи и степени экономической устойчивости среди золотодобывающих компаний (ЗДК) выделяют четыре группы:

**Первая группа** – крупные компании с уровнем годовой добычи свыше 1 т. В 2001 г. 27 таких ЗДК (4,2 % из общего числа) произвели 84 т золота (55 % добычи в России). Эти компании самостоятельно могут обновлять свои производственные мощности, внедрять новые технологии добычи и извлечения металла, восполнять минерально-сырьевую базу. Таким образом, имидж крупного стабильно работающего предприятия облегчит доступ к кредитным ресурсам коммерческих банков при реализации новых проектов добычи или приобретении активов других ЗДК.

К этой группе компаний относятся следующие субъекты:

– ПК старательская артель «Витим» (Иркутская область), добывшая 2,5 т золота в 2002 г.;

– ОАО прииск «Соловьевский» (Амурская область) – 1,1 т;

– ПК артель старателей «Лена» (Иркутская область) – 1,4 т;

– ПК артель старателей «Амга» и ее дочернее предприятие ООО «Нирунган» (Республика Саха (Якутия)) добыли в 2001 г. 1,1 т золота, а 2002 г. – 1,3 т;

артель старателей «Золотинка» (Республика Саха (Якутия)) на протяжении двух лет в 2001–2002 гг. добыла 1,1 т золота.

**Вторая группа** – устойчивые средние компании, добывающие от 500 кг до 1 т золота. В 2001 г. 29 средних компаний (4,5 %) добыли 20,8 т или 14,7 % общероссийской добычи. Среднегодовой доход компаний этой группы составляет 150–300 млн р, эти ЗДК имеют достаточно средств для восполнения минерально-сырьевой базы и производственных мощностей. Доступ же к кредитным ресурсам их ограничен.

**Третья группа** – малоустойчивые средние компании с уровнем годовой добычи от 100 до 500 кг. В 2001 г. таких компаний было 141, или 22,1 % от общего количества, ими добыто 31,9 т золота или 22, 6 % общероссийского производства. Предприятия, находящиеся в этой группе крайне неоднородны: от

[1] Лешков В. Г., Бельченко Е. Л., Гузман Б. В. Золото Российских недр. М. : Экос, 2000. 628 с.

[2] Беневольский Б. И. Указ. соч.

высоко рентабельных до находящихся на грани банкротства. Для дальнейшего развития предприятий, входящих в эту группу, необходимо кооперация или совместная деятельность в различных сферах.

**Четвертая группа** – малые предприятия с уровнем годовой добычи менее 100 кг. В 2001 г. таких предприятий было 443, или 69,3 % от общего числа ЗДК, ими добыто 12,4 т золота, или 8,8 % добычи России. Как правило, предприятия этой группы являются дочерними крупных ЗДК и существуют за счет финансовых ресурсов головных фирм. Но в условиях слабо освоенных районов предприятиям этой группы отводится большая социальная роль.

Нестабильность ситуации в стране, неопределенность с запасами приводит к тому, что предприятия могут переходить из одной группы в другую.

Такова краткая характеристика состояния и перспективы развития золотодобывающих компаний, занятых на россыпных месторождениях.

## 4.2. ЗАПАСЫ И КОНТУРЫ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Величина запасов полезного ископаемого определяет способ разработки и экономические показатели при освоении месторождения. Для подсчета запасов в первую очередь необходимо определить контуры добычных работ. Вопрос определения контуров полигона связан с распределением металла в сечении как по ширине, так и по высоте. Для определения контуров работ рассчитывают минимально-промышленное содержание металла и бортовое содержание в контурах разреза, которое соответствует экономически целесообразному при разработке месторождения на данный период. Для определения минимально-промышленного содержания металла В. В. Чемезов предлагает следующую формулу:

$$C_{м.п.} = \frac{S_д + E_н * K_{уд} + P_{аз}}{Ц},$$

где $S_д$ – себестоимость выемки и обогащения 1 м$^3$ горной массы, р./м$^3$; $E_н$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; $K_{уд}$ – величина капитальных вложений на 1м$^3$ сезонной производительности драги, р.; $P_{аз}$ – отчисления на геологоразведочные работы на 1м$^3$ запасов горной массы, р.; Ц – установленная цена на металл, р./г.

Бортовое содержание металла из условий покрытия стоимостью добытого металла прямых эксплуатационных затрат В. В. Чемезовым [1] определяется из следующего уравнения:

$$C_б = \frac{Э_{ПР} + E_н * K_{УД} + P_{аз}}{Ц},$$

где $Э_{ПР}$ – доля прямых эксплуатационных затрат в общих эксплуатационных затратах.

[1] Чемезов В. В. Рациональная эксплуатация россыпных месторождений. М. : Недра, 1980. 185 с.

Минимально-промышленное содержание определяется с учетом коэффициентов разубоживания и извлечения полезного компонента при обогащении и металлургическом переделе

$$a_{МП} = \frac{(C_Д + C_О + C_{ПЕР} + E_Н * K_{УД})100}{(1 - p)K_{И.О.} * K_{М.ПЕР} * Ц},$$

где $a_{мп}$ – минимально-промышленное содержание металла, г/м$^3$; $С_Д$, $С_О$, $С_{ПЕР}$ – соответственно, себестоимость добычи, обогащения и переработки 1т добытой сырой руды, р.; р – коэффициент разубоживания руды, доли ед.; $К_{И.О.}$ – коэффициент извлечения полезного компонента при обогащении; $К_{М.ПЕР}$ – коэффициент извлечения полезного компонента при переработке (металлургическом переделе); Ц – оптовая цена 1 т полезного компонента в готовой продукции.

Предложенные методики следует интерпретировать к возможностям решения сложных задач на ЭВМ. Поэтому авторами предлагается формула определения среднего содержания металла по блоку с заложением в программу ЭВМ исходных данных по разводочным скважинам буровой линии. Нумерацию скважин, в целях удобства использования компьютера, предлагается изменить, соблюдая принцип соответствия увеличения нумерации скважин с содержанием металла по ним, т. е. от более высокого содержания металла к более бедному.

Определение промышленных контуров продуктивного пласта россыпного месторождения связано с многовариантным сравнением ширины россыпи $B_i$ и мощности пласта $H_J$ (рис. 4.1). Расчет производится постепенным наращиванием порядкового номера скважины $n_i$ с более высоким содержанием металла до скважин правого борта с индексом n и левого с индексом n+1 (рис. 4.1).

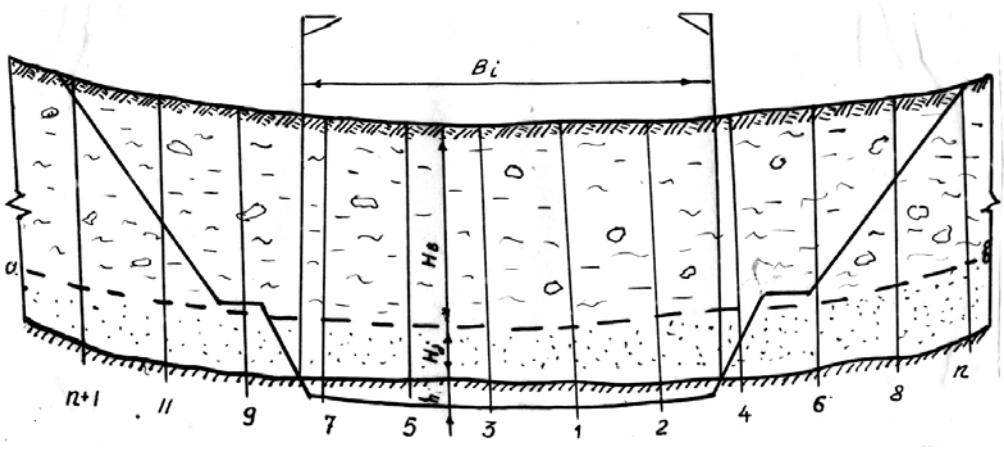



Рис. 4.1. Определение контуров продуктивного пласта в поперечном сечении россыпи

По высоте поперечного сечения россыпи варианты рассматриваются, соответственно, начиная от плотика, где содержание металла максимально. Линия «ав» на рис. 4.1 показывает границу между поперечным сечением продуктивного пласта и сечением торфов, подлежащих удалению в отвалы пустых пород.

Среднее содержание металла в блоке между двумя буровыми линиями при изменяющихся контурах поперечного сечения определяется выражением

$$a_{CP.бл} = \frac{\sum_{i=1}^{n_1}\sum_{j=1}^{m_1} a_{1ij} * B_{1i} * H_{1j} + \sum_{i=1}^{n_2}\sum_{j=1}^{m_2} a_{2ij} * B_{2i} * H_{2j}}{\sum_{i=1}^{n_1}\sum_{j=1}^{m_1} B_{1j}(H_{1j} + h_1) + \sum_{i=1}^{n_2}\sum_{j=1}^{m_2} B_{2j}(H_{2j} + h_2)},$$

где $a_{ср.бл}$ – среднее содержание металла по блоку, г/м$^3$; $n_1$, $n_2$, $m_1$, $m_2$ – предельные значения вариантов по ширине россыпи и мощности пласта; i, j – переменные значения вариантов по ширине и высоте забоя; $a_1$, $a_2$ – среднее содержание металла по первому и второму сечениям забоя, г/м$^3$; $B_1$, $B_2$ – ширина добычного забоя по первому и второму сечениям, м; H1, H2 – высота добычного забоя по первому и второму сечениям, м; $h_1$, $h_2$ – часть плотика по высоте, разрабатываемая драгой или другим добычным оборудованием.

В целом условием целесообразной разработки россыпи в принятых контурах $B_i$ и $H_j$ является уравнение

$$\alpha_{CP.бл} * H_j * B_i * L * Ц >= З_{блij},$$

где L – длина блока, м; $К_{из}$ – коэффициент извлечения при разработке и обогащении песков (учитывает потери в целиках, при промывке, просыпании и коэффициент намыва); Ц – установленная цена на металл, р./г; $З_{блij}$ – затраты на разработку и обогащение песков по конкретному блоку месторождения, р.

Работа государственных предприятий и акционерных обществ в условиях рыночных взаимоотношений приводит к необходимости пересмотра структуры формирования затрат. По нашему мнению, в затраты на отработку блока должны включаться также налоги, рентные платежи и, отнесенные к 1 м$^3$ затраты на освоение нового месторождения.

$$З_{блij} = (L * B_i * H_j * C_{ДIJ} + B_{BI} * H_{BJ} * C_{BIJ}) K_H + P_{ен} + З_{ОСВ},$$

где $С_{дij}$ – себестоимость разработки и обогащения песков для условий конкретного блока, р./м$^3$; $В_{вi}$ – средняя ширина поперечного сечения торфов для i-го варианта, м; $Н_{вj}$ – средняя мощность торфов для j-го варианта, м; $С_{вij}$ – себестоимость вскрышных работ с учетом затрат на переэкскавацию для условий конкретного блока, р./м$^3$; $К_н$ – коэффициент, учитывающий налоги и прочие доплаты на себестоимость добычных работ; $Р_{ен}$ – рентные платежи, отнесенные к объемам данного блока, р.; $З_{осв}$ – затраты на освоение месторождения, отнесенные к объемам данного блока, р.

В целом для месторождения определяется совокупность целесообразно разрабатываемых блоков.

Запасы полезного ископаемого зависят как от горно-геологических, так и от организационно-экономических и технико-технологических условий.

По геологическим условиям запасы полезного ископаемого в принятых контурах россыпи или ее части предлагается определять по формуле, предлагаемой В. А. Кудряшым и С. В. Потемкиным[1].

$$M = \int\int\int F(B, L, H)\, dB * dL * dH$$

где М – запасы полезного ископаемого, м$^3$; F (B, L, H) – функция распределения ценного компонента в россыпи (закон распределения содержания); L – длина россыпи или блока, м.

Организационно-экономические и технико-технологические условия влияют на рентабельность, прибыльность предприятия, а соответственно, и на выбор контуров разрабатываемых месторождений. Поэтому определение запасов месторождений рассчитывается многовариантным способом с введением оптимизации ЭВМ и ограничений по количеству и производительности применяемой техники, суточной и сезонной продолжительности промывки песков с учетом конъюнктуры и изменений цен на готовую продукцию на рынке.

Определение эффективности работы золотодобывающих предприятий и акционерных обществ осуществляется на стадии предпроектной проработки, при проектировании и в процессе эксплуатации месторождений. Выбор варианта работы должен сопровождаться глубоким изучением и всесторонней оценкой многочисленных условий, влияющих на результаты их деятельности. Решение поставленной задачи без применения ЭВМ практически невозможно.

Для выполнения расчетов и анализа вариантов можно использовать современные табличные процессоры. Применяемые в настоящее время табличные процессоры относительно простоты в освоении и могут быть использованы работниками золотодобывающих предприятий, акционерных обществ и артелей старателей при решении других экономических и инженерных задач.

Для решения поставленной задачи предлагается следующая последовательность выполнения расчетов:

– вводятся исходные данные горно-геологического характера по разведанным буровым линиям;

– рассчитываются объемы добычных и вскрышных работ, промышленные запасы металла, среднее содержание металла по блокам месторождения;

– определяются параметры технологических схем и производительность выбранного горного оборудования;

– рассчитываются основные экономические показатели для каждого варианта разработки месторождения и выбирается наилучший.

Остановимся на перечисленных этапах более подробно.

Ввод исходных данных по разведанным буровым линиям.

Для выполнения всех последующих расчетов в ячейки электронной таблицы должна быть занесена исходная информация. Ввод данных может осуществляться:

[1] Кудряшев В. А., Потемкин С. В. Основы проектирования разработки россыпных месторождений. М. : Недра, 1988. 199 с.

– с соблюдением нумерации скважин, присвоенной в период геологоразведочных работ;

– с изменением нумерации скважин для удобства компоновки данных по блокам при определении результирующих значений показателей (рис. 4.1);

– с объединением данных по нескольким скважинам в целях уменьшения количества рассматриваемых вариантов.

«Запись» данных по первому варианту не требует предварительного анализа и производится от центра со скважин с более богатым содержанием металла к контурам россыпи с более низким содержанием. Например, в сечении буровой линии имеется 12 скважин, и только находящиеся в середине скважины имеют высокое содержание металла. В этом случае ввод информации начинается от скважин с номерами 6–7, затем 5–7, 5–8 и т. д. Такое представление исходной информации приводит к определенным трудностям при дальнейшей обработке данных на ЭВМ, особенно в тех случаях, когда количество скважин по буровым линиям неодинаково.

Ввод данных по второму варианту производится с изменением нумерации скважин, первые номера присваиваются скважинам, находящимся в центре россыпи, а последующие номера присваиваются поочередно скважинам, находящимся слева и справа от центра. Пример записи по второму варианту приводится в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Исходные данные по блоку 1

| Показатели | Номера скважин | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 11 | 9 | 7 | 5 | 3 | 1 | 2 | 4 | 6 | 8 | 10 | 12 |
| Мощность торфов, м | 1 | 1,3 | 1,5 | 2,9 | 15 | 0,5 | 1,5 | 1,5 | 2 | 1 | 2,5 | 1 |
| Мощность пласта, м | 1 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,9 | 1,7 | 0,5 | 1 | 0,5 | 0,5 | 1,4 | 2 |
| Содержание металла, г/м$^3$ | 0,466 | 0,081 | 0,,511 | 0,198 | 0,954 | 1,346 | 1,034 | 1,603 | 0,434 | 0,132 | 0,534 | 0,227 |
| Расстояние между скважинами, м | 18 | 20 | 20 | 20 | 20 | 24 | 20 | 17 | 19 | 17 | 17 | |
| | 11 и 9 | 9 и 7 | 7 и 5 | 5 и 3 | 3 и 1 | 1 и 2 | 2 и 4 | 4 и 6 | 6 и 8 | 8 и 10 | 10 и 12 | |

Таблица 4.3

Расчет запасов металла

Длина блока 400 м; Коэффициент извлечения 0,9; Коэффициент разубоживания 0,705

| Наименование показателей | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 | 11–12 |
| Ширина россыпи, м | 24 | 44 | 64 | 84 | 101 | 121 | 140 | 160 | 177 | 195 | 212 |
| Сечение торфов, м$^2$ | 25,25 | 70,25 | 100,25 | 154,85 | 189,69 | 217,47 | 236,1 | 262,68 | 308,41 | 326,26 | 340,20 |
| Объем вскрыши, м$^3$ | 10 100 | 28 100 | 40 100 | 61 940 | 75 876 | 86 987 | 94 452 | 105 072 | 123 364 | 130504 | 136 080 |
| Сечение добычного забоя, м$^2$ | 26,40 | 36,40 | 54,40 | 74,40 | 82,90 | 92,90 | 102,40 | 112,40 | 120,90 | 146,10 | 163,10 |
| Объем добычи, м$^3$ | 10 560 | 14 560 | 21 760 | 29 760 | 33 160 | 37 160 | 40 960 | 44 960 | 48 360 | 58 440 | 65 240 |
| Среднее содержание металла, г | 1,190 | 1,147 | 1,083 | 1,223 | 1,118 | 1,044 | 0,995 | 0,918 | 0,859 | 0,803 | 0,768 |
| Запасы металла, г | 7 973 | 10 598 | 14 956 | 23 093 | 23 520 | 24 621 | 25 853 | 26 188 | 26 363 | 29 779 | 31 789 |

Третий вариант требует предварительной обработки данных: определение средней мощности пласта, торфов, среднего содержания металла по суммируемой группе скважин.

### *Расчет промышленных запасов металла, объемов добычных и вскрышных работ*

Составление проекта на разработку месторождения начинается с определения геологических, балансовых и промышленных запасов.

Подсчет запасов производится по блокам, среднее сечение блока определяется по буровой линии, в которой известны среднее содержание металла, мощность торфов и пласта по каждой скважине. Для выделения промышленного контура рассматривается каждая буровая линия, причем, сначала выделяют наиболее богатое содержание в середине сечения, затем рассматривают целесообразность увеличения ширины контура за счет скважин с более низким содержанием металла.

Объем добываемых в блоке песков (QD) определяется по формулам:

– для $k_j$ – $QD_{kj} = L \cdot 0{,}5(m_1 + m_2)l_{1,2}$

– для $k_j$ – = 2, ($n_j$ – 1) $QD_{kj} = QD_{rj-1} + L \cdot m_{rj+1} \cdot l_{kj-1,\ kj+1}$,

где $k_j$, – вариант ширины контура россыпи в j-м сечении, j = 1, м; $n_j$ – количество скважин в j-м сечении; L – длина блока, м; m – мощность пласта в скважине, м; $l$ – расстояние между скважинами, м; M – количество блоков, отрабатываемых в месторождении.

Промышленные запасы металла по j-му блоку для k-го варианта ширины контура ($ZM_{kj}$):

– для $k_j$ – = 1 $ZM_{kj} = L \cdot 0{,}5(m_1 \cdot a_1 + m_2 \cdot a_2)l_{1,2} \cdot k_{iz} \cdot k$,

– для $k_j$ – = 2, ($n_j$ – 1) $ZM_{kj} = ZM_{kj-1} + L \cdot m_{kj+1} \cdot a_{kj-1,\ kj+1} \cdot k_{iz} \cdot k_t$,

где $a$ – содержание металла в скважине, г/м$^3$; $k_{iz}$ – коэффициент извлечения; $k_r$ – коэффициент разубоживания.

Объем вскрышных пород по блоку ($QV_{kj}$)

– для $k_j$ – = 1 $QV_{kj} = L[0{,}5(Hv_1 + Hv_2)\, l_{1,2} + 0{,}5(Hv_{kj}^2 + Hv_2^2)ctga]$,

– для $k_j$ – = 2, ($n_j$ – 1)

$$QV_{kj} = L\left[(\sum_{i=1}^{kj+1} Hv_i)/(k_j + 1)S_{kj} + 0.5(Hv_{kj}^2 + Hv_{kj+1}^2)ctga\right],$$

где $H_v$ – мощность вскрышных пород по скважине, м; $S_{kj}$ – ширина контура россыпи для k-го варианта на j-м блоке, м; i – номер скважины, г = 1; a – угол откоса бортов вскрышного забоя, °.

Среднее содержание металла для k-го варианта контура россыпи по j-му сечению ($a_{kj}$) находится

$a_{kj} = ZM_{kj}/QD_{kj,}$ $k_j = 1,(n_j–1),$ j = 1, M

Расчет промышленных запасов, объемов вскрышных и добычных работ на примере одного сечения приводится в табл. 4.3.

### *Определение параметров технологической схемы и производительности оборудования*

При освоении россыпных месторождений выбираются следующие способы разработки: дражный, гидравлический, бульдозерный, скреперный, экскаваторный, подземный.

Варианты технологических схем вскрышных и добычных работ очень разнообразны: размещение отвалов пустых пород на борта россыпи или в отработанное пространство, сплошная или секторная форма отвалов, применение транспортных или бестранспортных систем разработки. Параметры схем зависят от горно-геологических условий и имеющейся на предприятии техники. Выбор способа разработки параметров и технологии описан в работах В. Г. Лешкова, В. И. Емельянова и др. В данном разделе расчеты приводятся лишь для бульдозерного способа разработки, как наиболее распространенного в настоящее время[1].

Ниже приведены формулы для определения основных параметров схем и производительности оборудования.

Сезонная производительность промывочной установки ($Q_{pr}$) определяется:

$$Q_{pr} = q_{pr} * h * T_{SEZ} * k * k_{per},$$

где $q_{pr}$ – часовая производительность промывочной установки, м$^3$; h – среднее количество часов работы промывочного прибора в сутки, ч (в различные периоды года меняется); $T_{sez}$ – продолжительность промывочного сезона, дней; k – коэффициент, учитывающий изменение производительности оборудования в холодные периоды года; $k_{per}$ – коэффициент, учитывающий затраты времени на передвижку промывочной установки. Затраты времени на одну передвижку обычно составляют около двух суток.

Работа промывочной установки должна обеспечиваться подготовленными запасами песков, т. е. производительностью вскрышного и добычного оборудования.

При большой мощности вскрышных пород применяются шагающие экскаваторы и бестранспортная схема размещения отвалов на борта россыпи, а при небольшой мощности торфов (менее 6–8 м) применяется бульдозерная или скреперная разработка вскрышных пород.

Часовая производительность бульдозеров (Р) на добычных и вскрышных работах зависит от параметров россыпи, категории горных пород, типоразмера бульдозера и применяемой технологической схемы

$$P_{kj} = \frac{60 * q * al}{Ld_{kj/} / Vr + Ld_{kj} / Vx + t_n + t_p},$$

где q – объем грунта в плотном состоянии, перемещаемый бульдозером, м$^3$; a$l$ – коэффициент, учитывающий потери грунта в процессе перемещения, в соответ-

[1] Лешков В. Г. Разработка россыпных месторождений. М. : Недра, 1985. 568 с.

ствии с источником[1] a$l$ = 1 – 0,005·Ld; Ld – расчетное расстояние движения бульдозера, м; Vr, Vx – скорость движения бульдозера соответственно в груженом и порожнем состоянии, м/мин; $t_n$.$t_p$ – продолжительность набора грунта и переключения скорости, мин.

Расстояние движения бульдозера (Ld) для добычных и вскрышных работ определяется по-разному:

$$Ld_{kj} = 0.6\sqrt{(0.5 * S_{kj})^2 + L_{upr}^2},$$

где $L_{upr}$ – расстояние между пунктами установки промывочных приборов, м;

а) при размещении отвалов на один борт россыпи

$$Ld_{kj} = 0.54 * S_{kj} + 0.5 * Hv_{kj} / \sin a_r + 0.7 * Ln_{kj},$$

б) при размещении на два борта россыпи

$$Ld_{kj} = 0.27 * S_{kj} + 0.5 * Hv_{kj} / \sin a_r + 0.7 * Ln_{kj},$$

где $H_v$ – мощность торфов, м; $a_r$ – рабочий угол подъема грунта бульдозером на отвал, …°; $L_n$ – наклонная длина отвала, м.

Наклонная длина отвала ($L_n$) определяется:

а) при размещении отвалов на один борт россыпи

$$Ln_{kj} = 2\sqrt{(\sum_{i=1}^{kj+1} \text{H}\upsilon_{i\}} /(k_j + 1) * S_{kj} * k_{raz} /(\sin a_r / k_{fo})},$$

б) при размещении на два борта россыпи

$$Ln_{kj} = 2\sqrt{0.5 * (\sum_{i=1}^{kj+1} Hv_i) /(k_j + 1) * S_{kj} * k_{raz} /(\sin a_r / k_{fo})},$$

где $k_{raz}$ – коэффициент разрыхления, $k_{raz}$ =1.25; $k_{fo}$ – коэффициент формы отвала.

В обоих случаях коэффициент $k_{fo}$ рассчитывается по формуле

$$k_{fo} = \sqrt{2 * \sin(180 - a_r - \beta) /(\sin a_r * \sin \beta)},$$

где β – угол откоса отвала.

Эксплуатационная производительность бульдозера в смену ($P_{sm}$) определяется с учетом организационных перерывов в течение смены и коэффициента уклона:

$$P_{sm} = \frac{60 * T_{sm} * q * al * k_{vr} * k_{ukl}}{Ld_{kj} / Vr + Ld_{kj} / Vx + t_n + t_p},$$

где $T_{sm}$ – продолжительность смены, ч.; $k_{vr}$ – коэффициент использования бульдозера по времени, $k_{vr}$ = 0.8; $k_{ukl}$ – коэффициент уклона, табл. 4.4.

[1] Лешков В. Г. Ука. соч.

Таблица 4.4

Коэффициент уклона

| Угол подъема, … о | kukl | Угол уклона, $^{o}$ | kukl |
|---|---|---|---|
| 0–5 | 1–0,67 | 0–5 | 1–1,33 |
| 5–10 | 0,67–0,5 | 5–10 | 1,33– +1,94 |
| 10–15 | 0,5–0,4 | 10–15 | 1,94–2,25 |
| – | – | 15–20 | 2,25– 2,68 |

Пример расчета параметров технологических схем и производительности оборудования (табл. 4.5). Расчеты выполнены для случая, когда вскрыша ведется на два борта разреза бульдозером марки ДЭТ-250, на добыче работает бульдозер Т-130.

Таблица 4.5

Показатели использования бульдозеров

| Показатели | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 |
| НА ВСКРЫШЕ | | | | | | |
| Наклонная длина отвала, м | 17,79 | 20,98 | 25,06 | 31,15 | 34,48 | 36,92 |
| Длина транспортировки, м | 28,51 | 43,61 | 55,21 | 73,16 | 82,81 | 94,28 |
| Производительность, $м^3$ / ч | 164,19 | 116,83 | 95,65 | 74,68 | 66,81 | 59,37 |
| $м^3$/ смена | 1 436 | 1 006 | 813 | 623 | 551 | 484 |
| НА ДОБЫЧЕ | | | | | | |
| Длина транспортировки, м | 60,43 | 61,43 | 63,00 | 65,08 | 67,22 | 70,13 |
| Производительность, $м^3$ / ч | 38,21 | 37,64 | 36,78 | 35,69 | 34,63 | 33,30 |
| $м^3$/смена | 689 | 678 | 662 | 641 | 620 | 594 |

| Показатели | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 | 11–12 |
| НА ВСКРЫШЕ | | | | | |
| Наклонная длина отвала, м | 38,47 | 40,57 | 43,96 | 45,22 | 46,17 |
| Длина транспортировки, м | 104,59 | 117,49 | 131,52 | 139,02 | 148,87 |
| Производительность $м^3$/ч | 53,97 | 48,45 | 43,60 | 41,39 | 38,81 |
| $м^3$/сут | 435 | 385 | 341 | 321 | 297 |
| НА ДОБЫЧЕ | | | | | |
| Длина транспортировки, м | 73,24 | 76,84 | 80,12 | 83,80 | 87,44 |
| Производительность $м^3$/ч | 31,97 | 30,57 | 29,40 | 28,18 | 27,08 |
| $м^3$/сут | 569 | 542 | 519 | 496 | 474 |

## *Расчет экономических показателей и выбор варианта разработки месторождения*

Для выбора оптимального варианта разработки месторождения могут использоваться различные критерии: минимум затрат, максимум объемов добычи драгоценных металлов, максимум прибыли и др. В современных условиях ра-

боту предприятия можно считать эффективной, если оно получает прибыль. Чем больше получаемая «чистая» прибыль, тем лучше

$$\sum_{J=1}^{M} PR_{ki}, \quad K_j = 1, (n_j\text{-}1),$$

где $PR_{kj}$ – «чистая» прибыль, получаемая предприятием при отработке j-го блока по k-му варианту ширины россыпи; M – количество блоков, отрабатываемых в месторождении.

$$PR_{kj} = (TP_{kj} - Z_{kj})(1 - k_n), \qquad j = 1,M; \qquad k = 1,(n_j - 1),$$

где $TP_{kj}$ – стоимость товарной продукции, получаемой от добычи металла по j – му блоку при k-м варианте ширины россыпи; $Z_{kj}$ – затраты на разработку j-го блока месторождения при k-ом варианте ширины россыпи; $k_n$ – коэффициент налогообложения, т. е. доля налоговых отчислений с прибыли.

Стоимость товарной продукции зависит от объемов добываемого драгоценного металла и цены продажи. Затраты на разработку месторождения включают затраты на добычные работы, промывку песков, вскрышные работы, горно-подготовительные работы, затраты на освоение производства, затраты на рекультивацию. Каждый вид затрат определяется в соответствии с объемами горных работ и себестоимостью их выполнения.

Результаты расчета экономических показателей для одного блока (табл. 4.6). Если принять в качестве критерия выбора наиболее эффективного варианта отработки месторождения «чистую» прибыль, то ширина контура по этому блоку должна быть ограничена скважинами 4–5 ($PR_{kj}$ = 117119 усл. ед.), если контур отработки месторождения определять по максимальному объему добычи металла с учетом рентабельной работы предприятия, то скважинами 9–10.

В табл. 4.7 представлены показатели запасов металла и «чистой» прибыли, полученные для условного месторождения с шестью блоками. Границы отработки россыпи показаны по двум критериям: получения максимальной «чистой» прибыли и максимальной добычи металла с учетом рентабельности работы.

Кроме принимаемого критерия оптимальности на окончательный выбор варианта разработки месторождения прежде всего будут влиять следующие ограничивающие факторы:

– необходимость отработки месторождения за определенный период (например, за промывочный сезон);

– производительность промывочных установок и их количество;

– производительность добычных бульдозеров и их количество;

– производительность вскрышных бульдозеров, скреперов или экскаваторов и их количество;

– своевременная подготовленность месторождения, т.е. выполнение горно-подготовительных работ до вскрышных и опережение вскрышных работ по отношению к добычным.

Ограничение по времени отработки месторождения описывается следующим

$$\sum_{j=1}^{M} (QD_{kj} / q_{pr} * h * N_{pr}) \le T_{SEZ}$$

выражением:
где $k_j$, – вариант ширины контура россыпи в j-м блоке, установленный по принятому критерию; $N_{pr}$ – количество промывочных установок.$q_{пр}$– производительность промывочной установки, м$^3$/сут; h – коэффициент использования во времени

Производительность промывочных установок должна обеспечиваться добычным оборудованием, т. е. время отработки на добыче по конкретному блоку должно быть меньше продолжительности промывки песков по соответствующему блоку:

$$QD_{kj} / P_{dsm} * N_d \le QD_{kj} / q_{pr} * h * N_{pr},$$

где Pdsm – производительность бульдозеров на добыче в смену, м$^3$; Nv – количество бульдозеров, работающих в смену на добыче Работа вскрышного оборудования должна обеспечивать своевременно подготовленные запасы.

$$QV_{kj} / P_{vsm} * N_v \le QD_{kj} / P_{dsm} * N_d \ ,$$

где $P_{vsm}$ – производительность вскрышных бульдозеров в смену, м$^3$; N v – количество бульдозеров, работающих в смену на вскрыше.

Таблица 4.6

Экономические показатели разработки россыпи по блоку 1

| Показатели | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 | 11–12 |
| Запасы металла, г | 7 973 | 10 597 | 14 955 | 23 092 | 23 519 | 24 620 | 25 852 | 26 187 | 26 362 | 29 777 | 31 788 |
| Объемы: | | | | | | | | | | | |
| добычи, $м^3$ | 10 560 | 14 560 | 21 760 | 29 760 | 33 160 | 37 160 | 40 960 | 44 960 | 48 360 | 58 440 | 65 240 |
| вскрыши, $м^3$ | 10 100 | 28 100 | 40 100 | 61 940 | 75 876 | 86 987 | 94 452 | 105 072 | 123 364 | 130 504 | 136 080 |
| Себестоимость: вскрыши, р./$м^3$ | 0,625 | 0,637 | 0,653 | 0,674 | 0,697 | 0,727 | 0,759 | 0,797 | 0,832 | 0,871 | 0,911 |
| добычи, р./$м^3$ | 0,836 | 1,193 | 1,476 | 1,926 | 2,178 | 2,479 | 2,759 | 3,117 | 3,519 | 3,738 | 4,04 |
| Затраты всего, тыс. усл. ед, | 51 344 | 92 970,5 | 148 623,5 | 242 675 | 304 030,5 | 373 046,5 | 436 324,5 | 523 305,5 | 647 599 | 749 675,5 | 846 521 |
| в том числе на разработку | 6 600 | 9 275 | 14 209 | 20 058 | 23 113 | 27 015 | 31 089 | 35 833 | 40 236 | 50 901 | 59 434 |
| вскрышу | 8 444 | 33 523 | 59 188 | 11 9296 | 165 258 | 21 5641 | 260 593 | 327 509 | 434 118 | 48 7824 | 549 763 |
| промывку | 21 120 | 29 120 | 43 520 | 59 520 | 66 320 | 7 4320 | 81 920 | 89 920 | 96 720 | 11 6880 | 130 480 |
| ГПР | 1 320 | 1 855 | 2 842 | 4 012 | 4 623 | 5403 | 6218 | 7 167 | 8 047 | 10 180 | 11 887 |
| капитальные | 13 860 | 19 197,5 | 28 864,5 | 39 789 | 44 716,5 | 50 667,5 | 56 504,5 | 62 876,5 | 68 478 | 83 890,5 | 94 957 |
| Стоимость товарной продукции, тыс. усл ед. | 19 9325 | 264 925 | 373 875 | 577 300 | 587 975 | 615 500 | 646 300 | 654 675 | 659 050 | 744 425 | 794 700 |
| Прибыль общая, тыс. усл. ед. | 147 981 | 171 955 | 225 251,5 | 334 625 | 283 944,5 | 242 453,5 | 209 975,5 | 131 369,5 | 11 451 | –5 250,5 | –51 821 |
| Прибыль без налога, тыс. усл. ед. | 51 793 | 60 184 | 78 838 | 117 119 | 99 381 | 84 859 | 73 491 | 45 979 | 4 008 | –1 838 | –18 137 |

Таблица 4.7

Показатели разработки месторождения

| № блока | Величина «чистой» прибыли | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | | | | | |
| | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 | 11–12 |
| 1 | 7 973 | 10 957 | 14 955 | 23 092 | 23 519 | 24 620 | 25 825 | 26 186 | 26 362 | 29 777 | 31 788 |
| 2 | 6 515 | 10 920 | 14 523 | 20 310 | 21 384 | 23 227 | 23 684 | 24 345 | 24 815 | 26 875 | 28 217 |
| 3 | 6 871 | 14 479 | 18 202 | 24 098 | 26 067 | 27 787 | 28 791 | 29 533 | 30 086 | 30 355 | 31 105 |
| 4 | 5 817 | 1 3516 | 18 414 | 21 527 | 24 517 | 27 503 | 29 053 | 29 926 | 31 521 | 32 246 | 32 463 |
| 5 | 5 852 | 10 702 | 14 131 | 17 536 | 21 578 | 22 920 | 24 309 | 25 182 | 27 986 | 29 070 | 29 830 |
| 6 | 6 049 | 13 125 | 17 534 | 24 001 | 26 703 | 28 907 | 30 765 | 31 727 | 32 319 | 32 744 | 33 271 |
| **Итого** | | | **137 596** | | | | | | | **175 122** | |
| 1 | 51 781 | 60 184 | 78 838 | 117 119 | 99 381 | 84 859 | 73 491 | 45 979 | 4 008 | –1 838 | –18 137 |
| 2 | 40 674 | 61 242 | 73 348 | 91 312 | 79 316 | 69 885 | 54 323 | 31 339 | –6 872 | –23 698 | –46 129 |
| 3 | 44 391 | 89 328 | 104 472 | 127 468 | 123 753 | 117 989 | 101 541 | 84 852 | 43 284 | 21 967 | –7 241 |
| 4 | 34 990 | 77 672 | 98 429 | 101 317 | 103 499 | 100 908 | 91 783 | 70 652 | 42 110 | 19 850 | –7 789 |
| 5 | 34 776 | 61 532 | 70 603 | 72 726 | 83 103 | 72 272 | 55 559 | 34 964 | 24 600 | 5 049 | –25 061 |
| 6 | 35 528 | 72 619 | 86 832 | 110 121 | 109 487 | 95 109 | 87 746 | 63 776 | 37 814 | 14 221 | –22 467 |

Количество горного оборудования, которое потребуется для отработки месторождения при условии соблюдения перечисленных выше ограничений, можно определить, используя оптимизатор табличного процессора. Для этого в электронную таблицу должны быть занесены данные об объемах вскрышных и добычных работ, производительности бульдозеров на вскрыше и добыче по каждому блоку для выбранного варианта ширины россыпи.

В качестве исходных условий для рассматриваемого примера принимается, что на вскрыше и добыче работает по одному бульдозеру выбранных марок и одна промывочная установка с производительностью 50 $м^3$/ч и продолжительностью работы в сутки 18 ч.

По этим данным рассчитывается время отработки бульдозеров на вскрыше, добыче и промывке песков (табл. 4.8, 4.9). Как видно из этих таблиц, ограничения не выполняются, продолжительность промывочного сезона большая.

Покажем технологию дальнейших расчетов для варианта ширины контура, выбранного по критерию максимальной «чистой» прибыли.

Если принять продолжительность промывочного сезона 200 дней, то для выполнения ограничения достаточно увеличить продолжительность работы выбранной промывочной установки в смену. Поэтому на первом шаге определяется, сколько бульдозеров должно работать на добыче. Для этого параметры количества бульдозеров, работающих на добыче, задаются переменной величиной, а в качестве ограничений указывается, что время отработки бульдозера на добыче по каждому блоку не должно превышать время промывки песков по этому блоку. После выполнения расчетов получено, что на добыче должно работать почти два (1,8) бульдозера.

Таблица 4.8

Продолжительность промывки песков, дн.

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 2 | 33 | 37 | 41 | 46 | 50 | 54 | |
| 3 | 34 | 38 | 43 | 47 | 53 | | |
| 4 | 38 | 42 | 47 | 52 | 55 | 60 | 63 |
| 5 | | 42 | 49 | 53 | 57 | 62 | 65 |
| 6 | | 37 | 42 | 46 | 49 | 56 | 63 |
| 7 | 40 | 45 | 52 | 57 | 62 | 65 | 69 |
| Общая продолжительность по выделенному варианту | | | | | | | |
| | 224 | | | | | | 366 |

Таблица 4.9

Продолжительность разработки песков, дней

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 1 | 46 | 53 | 63 | 72 | 83 | 93 | |
| 2 | 48 | 55 | 66 | 74 | 87 | | |
| 3 | 53 | 61 | 71 | 83 | 91 | 104 | 114 |

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 4 | | 62 | 75 | 85 | 93 | 105 | 116 |
| 5 | | 53 | 63 | 73 | 81 | 96 | 111 |
| 6 | 56 | 66 | 80 | 92 | 104 | 115 | 128 |
| Общая продолжительность по выделенному варианту | | | | | | | |
| | 318 | | | | | | 651 |

Так как ограничение на продолжительность промывочного сезона не выполняется, то на втором шаге необходимо установить переменной величиной ячейку с продолжительностью работы промывочной установки в смену и заданным ограничением $T_{sez} < 200$ дн. В результате оптимизационных расчетов определена продолжительность работы установки, равная 21,6 ч/смену.

На третьем шаге рассчитывается количество бульдозеров, которые должны работать на вскрыше. Сохраняя все ранее заданные ограничения и определенные значения переменных, на этом шаге переменной указывается ячейка с количеством бульдозеров на вскрыше и ограничение.

При сопоставлении времени отработки бульдозера на вскрыше и добыче (табл. 4.9 и 4.10) видно, что для блоков 1, 2, 4, 6 они отличаются примерно на одинаковую величину, а их различие для блоков 3 и 5 другого порядка. Очевидно, что и количество бульдозеров на вскрыше по этим блокам должно быть неодинаковым и определяться отдельно. Поэтому вначале следует определить, сколько бульдозеров должно работать на вскрыше, чтобы требуемое ограничение выполнялось по третьему блоку. В результате расчетов получено, что на вскрыше этого блока должно работать 4,2 бульдозера. При этом ограничения по времени выполняются для всех блоков, кроме пятого. Далее, сохраняя все заданные ранее ограничения, определяется количество вскрышных бульдозеров, которые должны работать на блоке 5. Их потребуется 5,04 ед.

Таблица 4.10

Продолжительность разработки торфов, дней

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 1 | 99 | 138 | 180 | 217 | 273 | 362 | |
| 2 | 99 | 137 | 180 | 212 | 261 | | |
| 3 | 82 | 118 | 150 | 190 | 233 | 326 | 369 |
| 4 | | 131 | 176 | 215 | 270 | 353 | 406 |
| 5 | | 137 | 173 | 227 | 281 | 338 | 385 |
| 6 | 114 | 153 | 209 | 247 | 306 | 367 | 415 |
| Общая продолжительность по выделенному варианту | | | | | | | |
| | 663 | | | | | | 2198 |

Таблица 4.11

Продолжительность промывки песков, дней

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 1 | 28 | 31 | 34 | 38 | 42 | 45 | |
| 2 | 28 | 32 | 36 | 39 | 44 | | |
| 3 | 31 | 35 | 39 | 43 | 46 | 50 | 52 |

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 4 | | 35 | 41 | 44 | 47 | 51 | 54 |
| 5 | | 30 | 35 | 38 | 41 | 47 | 52 |
| 6 | 33 | 38 | 44 | 48 | 51 | 54 | 57 |
| Общая продолжительность по выделенному варианту | | | | | | | |
| | 186 | | | | | | 305 |

Таблица 4.12

Продолжительность разработки песков, дней

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 1 | 26 | 30 | 35 | 40 | 46 | 52 | |
| 2 | 27 | 31 | 37 | 41 | 48 | | |
| 3 | 29 | 34 | 39 | 46 | 51 | 58 | 64 |
| 4 | | 34 | 42 | 47 | 52 | 59 | 65 |
| 5 | | 30 | 35 | 40 | 45 | 54 | 62 |
| 6 | 31 | 37 | 45 | 51 | 58 | 64 | 71 |
| Общая продолжительность по выделенному варианту | | | | | | | |
| | 177 | | | | | | 361 |

Таблица 4.13

Продолжительность разработки торфов, дней

| № блока | Ширина контура, ограниченного скважинами | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 | 8–9 | 9–10 | 10–11 |
| 1 | 20 | 27 | 36 | 43 | 54 | 72 | |
| 2 | 20 | 27 | 36 | 42 | 52 | | |
| 3 | 16 | 23 | 30 | 38 | 46 | 65 | 73 |
| 4 | | 26 | 35 | 43 | 54 | 70 | 81 |
| 5 | | 27 | 34 | 45 | 56 | 67 | 76 |
| 6 | 23 | 30 | 41 | 49 | 61 | 73 | 82 |
| Общая продолжительность по выделенному варианту | | | | | | | |
| | 131 | | | | | | 436 |

Аналогично можно определить количество горного оборудования, которое потребуется для реализации любого другого варианта разработки месторождения. Например, для рассматриваемого условного месторождения можно расширить границы контура по блокам 4 и 6 (табл. 4.14). При этом получаемая «чистая» прибыль уменьшается незначительно, но увеличивается объем добычи драгоценного металла. Если необходимого горного оборудования нет, то можно наоборот уменьшить ширину контура по блокам, где произойдет незначительное снижение объемов добычи металла и получаемой прибыли (табл. 4.15).

Предложенная методика расчетов обеспечит наиболее эффективное планирование горных работ и позволит оперативно решать сложные задачи управления производством.

Таблица 4.14

Увеличение ширины контура

| № блока | Базисный вариант | | | Сравниваемый вариант | | | Увеличение добычи | Потери по блоку | Прибыль на 1 г металла |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Сечения | Добыча | Прибыль | Сечения | Добыча | Прибыль | | | |
| 1 | 4–5 | 23 092 | 117 119 | 5–6 | 23 519 | 99 381 | 427 | 17 738 | 41,541 |
| 2 | 4–5 | 20 310 | 91 312 | 5–6 | 21 384 | 79 316 | 1 074 | 11 996 | 11,169 |
| 3 | 4–5 | 24 098 | 127 468 | 5–6 | 26 067 | 123 753 | 1 969 | 3 715 | 1,887 |
| 4 | 5–6 | 24 517 | 103 499 | 6–7 | 27 503 | 100 908 | 2 986 | 2 591 | 0,868 |
| 5 | 5–6 | 21 578 | 83 103 | 6–7 | 22 920 | 72 212 | 1 342 | 10 831 | 8,071 |
| 6 | 4–5 | 24 001 | 110 121 | 5–6 | 26 703 | 109 487 | 2 702 | 634 | 0,235 |
| | Всего | 137 596 | 632 622 | Всего | 148 096 | 585 117 | 10 500 | 47 505 | |
| Итого по блоку 4 и 6 | | | | | | | 5 688 | 3 225 | 0.567 |

Таблица 4.15

Уменьшение ширины контура

| № блока | Базисный вариант | | | Сравниваемый вариант | | | Уменьшение добычи | Потери по блоку | Прибыль на 1 г металла |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Сечения | Добыча | Прибыль | Сечения | Добыча | Прибыль | | | |
| 1 | 4–5 | 23 092 | 117 119 | 3–4 | 14 955 | 7 8838 | 8 137 | 38 281 | 4,705 |
| 2 | 4–5 | 20 310 | 91 312 | 3–4 | 14 523 | 7 3348 | 5 787 | 17 964 | 3,104 |
| 3 | 4–5 | 24 098 | 127 468 | 3–4 | 18 202 | 104 472 | 5 896 | 22 996 | 3,900 |
| 4 | 5–6 | 24 517 | 103 499 | 4–5 | 21 527 | 101 317 | 2 990 | 2 182 | 0,730 |
| 5 | 5–6 | 21 578 | 83 103 | 4–5 | 17 536 | 70 603 | 4 042 | 12 500 | 3,093 |
| 6 | 4–5 | 24 001 | 110 121 | 3–4 | 175 34 | 86 832 | 6 467 | 23 289 | 3,601 |
| | Всего | 137 596 | 632 622 | Всего | 104 277 | 515 410 | 33 319 | 117 212 | |
| Итого по блоку 4 | | | | | | | 2 990 | 2 182 | 0,730 |

## 4.3. ГОРНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

В состав горно-подготовительных работ, в зависимости от горнотехнических условий разработки россыпи и климата района, входят:

– осушение месторождения;

– проведение капитальных, разрезных, руслоотводных, дренажных и нагорных канав;

– очистка земной поверхности от лесорастительности, вырубка леса, корчевка пней, уборка валунов, снятие растительного слоя;

– водоснабжение горных работ (устройство плотин, дамб, зумпфов, отстойников, водо-заводных канав);

– устройство сооружений для очистки сточных вод.



Рис. 4.2. Общий вид карьера[1]

Горно-подготовительные работы в максимальном объеме следует выполнять в летне-осенний период.

Примерная обеспеченность разрезов или их участков запасами песков или горной массы к началу сезона работы, по данным В. А. Кудряшева[2], приводится в табл. 4.16.

Таблица 4.16

Сроки подготовленности запасов песков к началу сезона работы

| Состояние пород | Мощность отложений, м | Способ оттайки | Подготовленные запасы | Запасы, готовые к выемке |
|---|---|---|---|---|
| Талые | до 15 | – | на 1 сезон | на 4 мес. |
| Талые | более 15 | – | 1 « » | 6 « » |
| Мерзлые | до 5 | Естественный | 2 « » | на 1 сезон |

[1] URL: http://images.esosedi.ru/dobyicha_zolota_otkryityim_sposobom/56474066/index.html#lat=54667480&lng=846209.

[2] Кудряшев В. А. Основы проектирования разработки россыпей. Иркутск : ИПИ, 1977. 53 с.

| Состояние пород | Мощность отложений, м | Способ оттайки | Подготовленные запасы | Запасы, готовые к выемке |
|---|---|---|---|---|
| Мерзлые | 5–8 | Естественный | 3 « » | 1 « » |
| Мерзлые | 8–12 | Естественный | 4 « » | 1 « » |
| Мерзлые | более 12 | Гидроигловой | 1,5–2 « » | 4–6 мес. |

Примечание: полигоны, пораженные многолетней мерзлотой более чем на 30 %, следует относить к полностью мерзлым.

Для условий северо-востока России и северных районов Якутии рекомендуется завершать подготовительные работы к концу августа, а промывочные – к первой декаде сентября.

Расчет объемов горно-подготовительных работ производится с учетом природных условий, рельефа поверхности и плотика, технологии разработки месторождения, гидрогеологических условий и т. д.

Для прогнозирования технико-экономических показателей на стадии обоснования и оценки целесообразности разработки месторождений можно воспользоваться следующими методиками.

Очистка полигона от лесорастительного слоя

Очистка полигона от лесорастительного слоя включает работы на полигоне и подотвальной площади:

1) очистка полигона

$$V_{оч} = \sum_{i=1}^{n} (B_i + 2 * H * ctga)e * L_i,$$

где $V_{оч}$ – объем по очистке промышленного контура полигона, м; n – количество блоков на полигоне; Bi – ширина россыпи по низу поперечного сечения для конкретного блока i, м; A – уклон откоса бортов разреза, $^{o}$; Li – длина блока, м; e – толщина снимаемого слоя, м.

2) очистка подотвальной площади от леса на площади

$$V_{по} = \sum_{i=1}^{n} ((B_i + H_i * ctga) * H * L_i * K_p) / H_{от},$$

где $K_р$ – коэффициент разрыхления; $H_{от}$ – средняя высота отвала, м.

## *Осушение месторождения*

Работы по осушению месторождения сводятся к отводу с разрабатываемой площади поверхностных и подземных вод. Для этого проводят руслоотводные, нагорные, водосточные и водосборные канавы. Сечение канав должно быть достаточным для пропуска паводкого притока, а уклон – близок к уклону долины (0,002–0,03). Глубина нагорной канавы обычно не превышает 1 м. Ширина канав при проходке их бульдозером принимается не менее ширины отвала бульдозера.

Объем канавы определяется из выражения

$$V_{кан} = (B_K + hk * ctga)hk * L_K,$$

где $B_к$, hk – ширина и глубина канавы, м; $L_к$ – длина канавы, м; а – уклон бортов канавы, а = 35–45°.

### *Водоснабжение промывочных установок*

Водоснабжение на разрезах может быть прямоточным и оборотным.

Прямоточное водоснабжение обеспечивается прямой подачей воды в разрез и к промывочным установкам из основного водного источника. Оборотное водоснабжение характеризуется тем, что воду собирают в отстойнике и после осветления вновь подают к промывочной установке.

Для водообеспечения сооружают водозаводные канавы, плотины, перемычки, холостые водоспуски, трубные переходы, сплотки и т. д.

Расчет всех сооружений производится с учетом конкретных гидрогеологических условий и топографии местности. При отсутствии таких данных в прогнозных расчетах можно принимать сооружение плотин высотой на 1–2 м выше мощности пласта и шириной 4–6 м по верху. Расстояние между плотинами принимается в соответствии с расстояниями между стоянками промывочных установок.

Площадь поперечного сечения канавы определяется на основе данных о расходе воды и скорости ее течения

$$W = Q/V,$$

где *W* – поперечное сечение канавы, $м^2$; Q – расход воды, $м^3/с$; V – скорость течения воды, м/с.

Допустимая скорость течения для суглинка, супеси – 0,95 м/с; гравия, мелкой глины – 1,25; плотной глины, дерна – 1,8; деревянного лотка – 6,5.

Уравнение равномерного движения жидкости в русле

$$V = C\sqrt{R * i},$$

где С – коэффициент Шези, определяемый по графику [32] или по формуле [1]

$$C = (1/n)\, R^{y},$$

где n – коэффициент шероховатости стенок канавы.

Доски, кирпичная кладка, водосточные трубы n = 0,013; илистый слой, мелкий гравий n = 0,018; бутовая кладка, плотный гравий, скала n = 0,02; земляные каналы с гравием по дну, заросшие травой n = 0,03.

Гидравлический радиус R определяется

$$R = h(b + m * h)/(b + 2 * h * \sqrt{1 + m^2 * m}),$$

где b – ширина канавы по низу, м; m – коэффициент откоса, равный ctg a; h – глубина потока, м; y – показатель степени принимается равным 5–1/6.

Глубину воды в канаве для ориентировочных расчетов принимают равной $h = 0{,}55\sqrt{W}$.

Ширину канавы по дну $b = W/h - m \cdot h$.

[1] Рожновский А. А. Разработка россыпных месторождений. М. : Недра, 1968. 304 с.

Уклон канавы или лотка, по данным Н. В. Мельникова[1]:

$$i = V^3 / (C^2 \cdot R).$$

Нормы допускаемых неразмывающих скоростей зависят от размеров частиц породы, глубины потока и колеблются от 0,15 до 4 м/с.

Объемы плотин и дамб с учетом привязки к конкретным условиям (рис. 4.3) определяются по формуле

$$V_{пл} = (B_n \cdot H_n + 0{,}5 \cdot H^2_n \cdot ctg\ a1 + 0{,}5 \cdot H^2_n \cdot ctga2)\ L_n,$$

где $B_n$, $H_n$ – ширина и высота плотины по верху, м; $a1$, $a2$ – уклоны откосов плотины или дамбы, °; $L_n$ – длина плотины или дамбы, м.

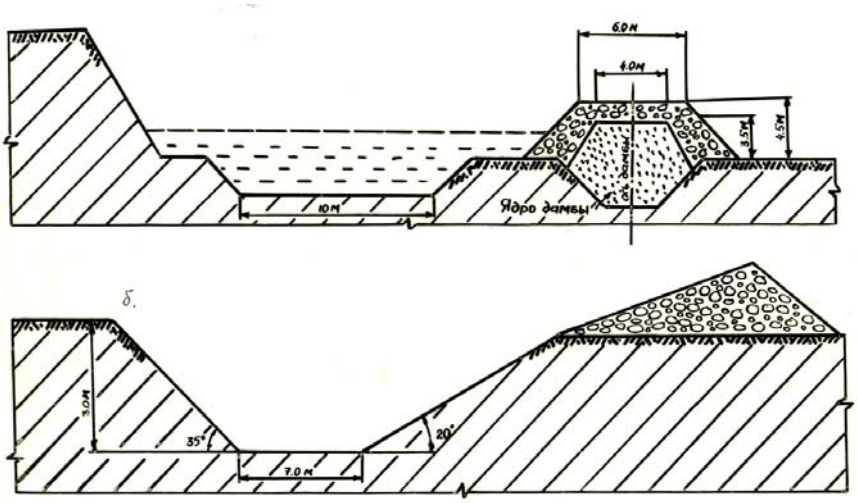



Рис. 4.3. Сечение водосборной (а) и дренажной (б) канав

Подробные расчеты водоснабжения проводятся в работах Б. Л. Тальгамера[2].

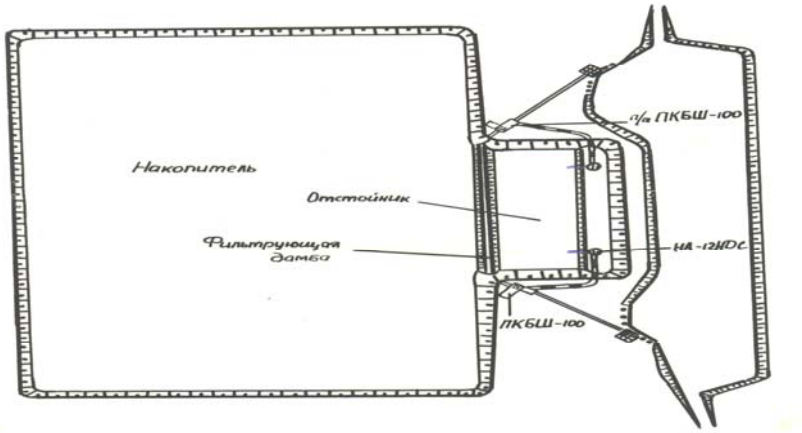



Рис. 4.4. План-схема хвостохранилища

[1] Мельников Н. В. Указ. соч.

[2] Тальгамер Б. Л. Гидротехнические сооружения при дражной разработке россыпных месторождений : учеб. пособие. Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 1996. 60 с.

Сооружения для установки промприбора зависят от горно-геологических условий, типа установки, способа доставки песков к промывочному прибору (рис. 4.4).

Для частного случая, когда для промывочной установки готовится специальная насыпь высотой 4–6 м и делается специальный заезд для бульдозеров или автосамосвалов, подающих пески к бункеру (рис. 4.5).

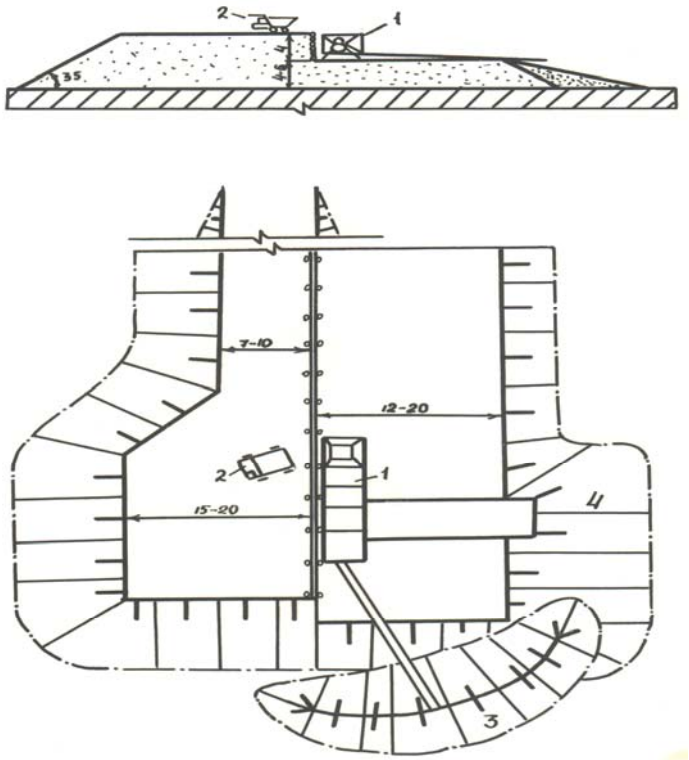



Рис. 4.5. Размещение промывочной установки на насыпи
1 – промывочная установка; 2 – автосамосвал; 3 – галечный отвал;
4 – эфельный отвал

Объем насыпи под промывочной установкой

$$V_y = ((H_y \cdot b_y + 0{,}5 \cdot h^2_y \cdot \text{ctg } 35) + 0{,}5\,(h_y + h)^2 \text{ ctg } a)\, L_y,$$

где $H_y$ – высота установки промприбора, м; $b_y$ – ширина площади, м; h – разность между отметками заезда для автосамосвала и установкой промприбора, м; a – угол откоса насыпи, $^o$; $L_y$ – длина насыпи, м.

**ПРИМЕР**

Определить объем горно-подготовительных работ для разработки россыпного месторождения. Промывка песков осуществляется бочечно-шлюзовой установкой ПГБ-1-1000 производительностью до 70 м$^3$/ч, расходом воды 300 л/с, типом гидроэлеватора УГЭ-П-350, потребляемой мощностью 220 кВт, весом 46 т. Ширина россыпи B = 100 м, мощность торфов H = 6 м, угол откоса бортов разреза a = 45$^o$. Уклон долины – 0,005. Длина блока L = 100 м. Средняя высота отвала 13,3 м. Пески талые, рыхления не требуется.

**Решение**

1. Объем работ по очистке полигона

$$V_{оч} = (100+2\cdot6\cdot1)\ 0{,}2\cdot100 = 2240\ м^3.$$

Объем работ по очистке поверхности под отвалы

$$V_{от} = (100+6)\ 6\cdot100\cdot1{,}3\cdot0{,}2/13{,}3 = 1243{,}2\ м^3.$$

Общий объем очистки полигона и подотвальной площади

$$V_{о} = 2240+1243{,}2 = 3483{,}2\ м^3.$$

2. Осушение месторождения.

Проведение нагорной канавы шириной 4 м, глубиной 1 м, длиной 100 м,

$$V_{н.к.} = (4+\text{ctg}\ 45)1\cdot100 = 500\ м^3.$$

Проведение дренажной канавы шириной 7 м, глубиной 5 м.

$$V_{др.к} = (7+0{,}5\cdot5\cdot\text{ctg}\ 35+0{,}5\cdot5\cdot\text{ctg}\ 20)5\cdot100 = 8718\ м^3.$$

Объем работ по осушению месторождения 500+8716 = 9318.

3. Водоснабжение.

Проведение водосборной канавы длиной 700 м

$$V_{в.сб} = (10+0{,}5\cdot2\cdot1)0{,}5\cdot700 = 3850\ м^{3.}$$

Отсыпка защитной дамбы длиной 150 м

$$V_{дам.} = (6\cdot485+4\cdot5\cdot4{,}5\cdot\text{ctg}\ 30)150 = 9310\ м^3.$$

Объем работ по водообеспечению 3850+9310=13160 $м^3$.

4. Объем работ для создания дамбы илоотстойника высотой 4 м, шириной по верху 6 м, длиной 100 м, углом откоса 45 $^{o}$

$$V_{ил} = (6\cdot4+2\cdot4\cdot4\cdot1)100 = 5600\ м^3.$$

| Объем горно-подготовительных работ $м^3$ | |
|---|---|
| Очистка полигона | 3 483 |
| Осушение месторождения | 9 318 |
| Водоснабжение | 13 160 |
| Насыпь под промывочной установкой | 6 705 |
| Илоотстойник | 5 600 |
| Общий объем работ ГПР | 38 266 |

### *Предохранение полигонов от промерзания и оттаивания мерзлых пород*

На россыпных месторождениях вопрос борьбы с сезонной мерзлотой, а также оттайки многолетней мерзлоты приобретает особо важное значение. Это связано с продолжительностью сезона добычных работ и часовой производительностью горного оборудования в осенне-весенний период.

Многолетний опыт разработки россыпных месторождений показал, что наиболее надежный и эффективный способ предохранения полигонов от промерзания является затопление водой осенью. Для сохранения воды в течение зимнего периода устанавливаются дамбы или каскад плотин. На равных площадях обваловываются участки по 3000 м$^2$ с таким расчетом, чтобы поддерживать уровень воды высотой 1–2 м.

С целью сокращения фильтрации воды через плотину Иргиредметом проводились промышленные испытания кольматора натрий-карбоксиметилцеллюлоза (Na-КМЦ). Испытания проводились на полигоне р. Бульбухты объединения «Лензолото». Расход порошка Na-КМЦ составлял 100–150 г/м$^2$. Всего на плотину было израсходовано 400 кг, а общая стоимость работ не превысила 400 усл. ед. Сохранение дражного полигона от промерзания позволило добиться высоких показателей.

В комбинате «Алданзолото» успешно был применен способ создания воздушной прослойки между поверхностью полигона и утепляющим ледяным покровом путем подвески на опорах. Опоры – это землянные тумбы высотой 0,5–0,8 м на расстоянии 3–5 м друг от друга. При заливке полигона уровень воды был выше опор, регулировка воды осуществлялась водоподпорными дамбами. После того, как толщина льда достигла 0,3–0,4 м, вода выпускалась. Глубина промерзания пород при применении этого способа составляла всего 600 мм. Данный способ обладает меньшей надежностью по сравнению с заливкой полигона водой и сохранением ее уровня.

С целью сохранения постоянного уровня воды иногда устраивают водосбор фильтрующейся воды ниже плотины и перекачку ее обратно на плотину. Так, перекачка воды двумя насосами 8К-18 производительностью 300 м$^3$/ч с автоматическим включением и выключением по уровню позволила на полигоне 161 драги удержать заданный уровень воды и продлить дражный сезон на два месяца (с 10 апреля по 9 декабря).

В том случае, когда заливка водой удается вследствие высоких дренирующих свойств горных пород, наиболее простым способом для предохранения полигонов от промерзания является снегозадержание. Для этого устанавливают деревянные щиты размером 1х2м рядами на расстоянии один ряд от другого 15–30 м. Этот способ не исключает полностью промерзания, а лишь его уменьшает.

Институтами Иргиредмет, ВНИИ-1, мерзлотоведения СО АН СССР были проведены работы по применению светопрозрачной пленки различной толщины. Пленка, имеющая воздушный зазор, значительно снижает глубину промерзания, а также ускоряет оттаивание мерзлых пород. Скорость оттаивания за сезон увеличивается на 0,8–3 м, и затраты сравнительно невысокие – 0,3–0,6 усл. ед./на м$^3$. Однако пленка при низких температурах твердеет и рвется.

Институтом Иргиредмет проводились исследования по предохранению от промерзания горных пород с использованием воздушно, водно-воздушно и полимерных быстросхватывающихся пен. Для предохранения от промерзания наносился слой 0,7–1 м. Стоимость изготовления 1 м$^3$ водно-воздушной пены 0,85–1,5 усл. ед./ м$^3$, а полимерной 5–6 усл. ед/м$^3$.

В объединении «Северовостокзолото» для предохранения от промерзания применялись шестигранные щиты толщиной 15 см, площадью 2,0 м$^2$ и массой 7–9,5 кг. Настилка таких щитов на площади 10 тыс. м$^2$ производилась в течение 10–15 смен. Сверху щиты накрывались полиэтиленовой пленкой. Затраты на утепление 1 м$^2$ площади полигона таким способом колеблется в пределах 0,91–1,65 у.е. Глубина промерзания в районах Колымы сокращалась с 3,5–4 м до 2–2,5 м.

Для борьбы с мерзлотой также применяются различные способы оттаивания. Наиболее распространенным является способ естественного оттаивания (тепловая мелиорация), при котором затраты минимальные, но скорость протаивания незначительна. Поэтому для увеличения скорости оттаивания применяют послойное оттаивание с периодическим снятием талого слоя толщиной не менее 0,1 м бульдозерами или ковшом драглайна. Этим способом за сезон можно снять слой торфов мощностью до 6–8 м.

Для оттайки мерзлоты применяют различные способы. Наиболее дешевый – фильтрационно-дренажное оттаивание, который применим для галечно-гравелистных пород, обладающих в талом состоянии достаточной водопроницаемостью. Минимальный коэффициент фильтрации 30–50 м/сут. Вода подается по специально пройденным канавам шириной, равной отвалу бульдозера, глубиной до 2 м и уклоном не менее 0,0005. Канавы для дренирования проходят параллельно на расстоянии одна от другой 20–30 м. Для удаления воды проводятся перпендикулярно дренирующие водосборные канавы. Основные затраты складываются из затрат на проходку канав бульдозером и подачу воды насосами. Затраты на этот способ зависят от состояния горных пород, наличия талой воды в осенне-весенний период.

Институтом Иргиредмет на полигонах объединения «Лензолото» и комбината «Джугджурзолото» проводились эксперименты по оттайке мерзлоты раствором хлористого натрия. Расход соли составлял 2,5–5 кг/м$^2$. За 10 дней мая глубина протаивания на экспериментальных участках составила 1,2 м, а при естественном оттаивании – 0,6 м. Исследования показали, что увеличение скорости оттаивания происходит лишь в том случае, если коэффициент фильтрации пород больше 1 м/сут, а льдистость изначальная (не выше 200 кг/м$^3$). Результаты сравнения показателей приводятся в табл. 4.17.

Для оттайки мерзлоты на большую глубину применяется гидроигловое оттаивание. Для погружения игл в грунт бурятся предварительно скважины или применяются специальные станки СДВВ –II, СВВ- IV, позволяющие использовать гидроиглу вместо бурового снаряда. Для игл применяют трубы диаметром 34 мм, длиной 1,5–3,5 м. Трубы соединяются между собой ниппелями, а на конец трубы при бурении одевают коронку типа КВУБ-2. При бурении производительность станков достигает 250–500 м/сут. Расход воды на одну гидроиглу составляет 1–2 м$^3$/ч. Расход электроэнергии на нагнетание 1 м$^3$ воды 0,127 кВт·ч. Указанный способ требует наличия достаточного количества воды.

На практике для оттайки мерзлоты иногда применяют парооттайку. Данный способ наиболее дорогой, однако обладает определенным преимуществом. Если на драге имеются паровые котлы, то применить этот способ организационно проще, чем гидроигловой, и интенсивность оттайки выше. Как и в преды-

дущем случае в заранее пробуренные скважины вставляют иглы. Через концевые отверстия погруженных паровых игл-поинтов под давлением 20–50 Па при температуре 120–130 °С подается пар. Обычно нагнетание пара составляет 1–3 дня. В течение последующих 5–10 дней происходит дальнейшее оттаивание пород. Для гравийно-глинистых пород расход пара на одну иглу составляет 15–20 кг/ч, для торфяно-глинистых до 8–15 кг/ч.

Таблица 4.17

Результаты сравнения способов оттаивания мерзлых пород

| Способ оттаивания | Характеристика пород | Коэффициент увеличения глубины оттаивания | Себестоимость оттаивания, усл.ед./ м$^3$ |
|---|---|---|---|
| Применение синтетических пленок | Илисто-глинистые<br>Песчано-галечные | 1, 1–1,2<br>1,3–1,5 | 0,36–0,57<br>0,18–0,19 |
| Фильтрационно-дренажные канавы | Песчано-галечно-щебенистые | 1,9–2,1 | 0,18–0,21 |
| Фильтрационно-дренажные канавы с механическим рыхлением | То же или с небольшими прослойками глин | 2,1–2,5 | 0,24–0,29 |
| Дождевально-дренажный | Песчано-галечно-щебенистые | 2,4–2,8 | 0,2–0,26 |
| Комбинированный | Песчано-галечно-щебенистые | 2,6–4,2 | 0,38–0,45 |

Все вышеуказанные способы обладают определенными недостатками. Иногда применяют комплекс указанных способов. Научно-исследовательские институты Иргиредмет, ВНИИ-1 и др., проводящие исследования по дальнейшему совершенствованию способов предохранения горных пород от промерзания и оттаивания мерзлоты.

В табл. 4.17 и 4.18 приводятся данные, характеризующие эффективность основных способов оттаивания и предохранения пород от промерзания.

Таблица 4.18

Результаты сравнения способов предохранения горных пород от промерзания

| Способ предохранения | Характеристика пород | Качественный показатель предохранения | Себестоимость предохранения, усл.ед./ м$^3$ |
|---|---|---|---|
| Затопление водой с сооружением плотин:<br>с противофильтрационным пленочным экраном,<br>с противофильтрационными химическими завесами | Песчано-галечные<br>« » | 0,80–0,90<br>0,85–0,95 | 0,10–0,50<br>0,18–0,25 |
| Искусственные теплоизоляционные покрытия:<br>твердеющие пены (ТП) 0,2 м<br>водовоздушные пены (ВВП) | Галечно-щебенистые | 0,10–0,20 | 0,25–0,30 |

| Способ предохранения | Характеристика пород | Качественный показатель предохранения | Себестоимость предохранения, усл.ед./ м$^3$ |
|---|---|---|---|
| 0,4 м<br>ТП 0,1 м+ВВП+0,6 м пеностирольные щиты (0,15 м) | « »<br>Илисто-глинистые<br>Галечно-щебенистые<br>Песчано-галечные | <br>0,25–0,30<br>0,40–0,50<br>0,30–0,35<br>0,60–0,65 | <br>0,50–0,55<br>0,50–0,55<br>0,85–0,90<br>1,50–2,50 |
| Искусственные теплоизоляционные покрытия:<br>твердеющие пены (ТП) 0,2 м<br>водовоздушные пены (ВВП) 0,4 м<br>ТП 0,1 м+ВВП+0,6 м пеностирольные щиты (0,15 м) | Галечно-щебенистые<br>« »<br>Илисто-глинистые<br>Галечно-щебенистые<br>Песчано-галечные | 0,10–0,20<br><br>0,25–0,30<br>0,40–0,50<br>0,30–0,35<br>0,60–0,65 | 0,25–0,30<br><br>0,50–0,55<br>0,50–0,55<br>0,85–0,90<br>1,50–2,50 |
| Комбинированные покрытия:<br>ВВП 0,8 м на лед<br>ВВП 0,6 м на лед | « »<br>« » | 0,55–0,60<br>0,45–0,50 | 1,00–1,05<br>0,80–0,85 |
| Естественная теплоизоляция:<br>глубокое рыхление (0,3–0,8 м)<br>снегозадержание<br>(1,0–1,5 м) | « »<br>« » | 0,35–0,55<br>0,20–0,50 | 0,40–0,80<br>0,03–0,05 |

## *Определение глубины промерзания горных пород в холодные периоды года*

Расчет температурного поля горных пород сложен, так как включает в себя показатели нестационарного теплообмена пород и атмосферы. Для определения глубины промерзания или протаивания имеются различные методики: наиболее проста и дает относительно точные результаты формула проф. Стефана

$$h = \sqrt{\frac{2\lambda_{м(т)} / t_n / T}{g_O w + \frac{C_{n(т)} t_n}{2}}},$$

где $\lambda_{м(т)}$ – коэффициент теплопроводности мерзлого (талого) грунта, кКал/м ч $^oC$; Т – период (оттайки) промерзания грунта, ч; $g_o$ – теплота таяния льда, ккал/м$^3$; w – влажность (льдистость) пород, %; $C_{n(т)}$ – теплоемкость мерзлого (талого) грунта, Дж/кг $^oC$; $t_n$ – температура грунта на поверхности, $^oC$;

$$t_n = t_в + \frac{A}{2}(1 - \frac{1}{f}),$$

где $t_в$ – среднемесячная температура воздуха, °С; А – средмесячная амплитуда температуры воздуха, °С; f – коэффициент, учитывающий изоляцию земной поверхности грунта снежным покровом.

Расчетное температурное поле для условий Ленского района (рис. 4.6) исходные данные (табл. 4.19, 4.20).

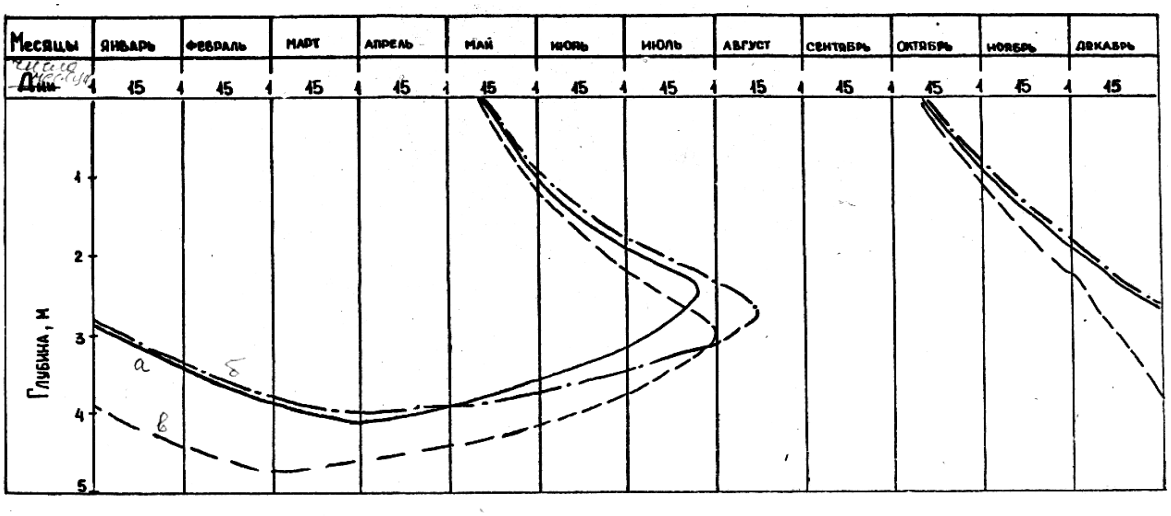



Рис. 4.6. Нулевые изотермы при сезонном промерзании грунтов на полигонах А, Б, В Ленского района: А – полигон драги № 117 р. Вача, Б – полигон драги № 135 р. Угахан, В – полигон драги № 134 р. Ныгри.

Таблица 4.19

Месячные амплитуды колебаний температуры воздуха в холодные месяца года

| Месяцы | Январь | Февраль | Март | Ноябрь | Декабрь |
|---|---|---|---|---|---|
| Мощность снежного покрова, м | 0,3 | 0,3 | 0,2 | 0,1 | 0,2 |
| Среднемесячные температуры, °С | 33,0 | 32,4 | 25,3 | 18,7 | 34,3 |

Таблица 4.20

Теплофизические характеристики грунтов

| Наименование | Условные обозначения | Единицы измерения | Удельный вес, % | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | валуны | булыжники | галька | песок | илы |
| Влажность (льдистость) | w | % | 20,0 | 20,0 | 20,0 | 20,0 | 20,0 |
| Коэффициент теплопроводности | $\lambda_м(_т)$ | Ккал/м. ч °С | 2,0/2,0 | 2,0/2,0 | 2,3/2,0 | 2,6/2,08 | 2,2/1,5 |
| Теплоемкость | Cn(m) | Ккал/м$^3$ °С | 450/450 | 450/450 | 450/442 | 400/540 | 630/750 |

### *Механическое рыхление горных пород*

Механическое рыхление пород применяют при разработке мерзлых и талых пород IV–VI категорий крепости. Применение рыхлителей позволяет повысить производительность бульдозеров и скреперов. Наиболее часто механическое рыхление используется для разработки сезонной мерзлоты в ранний осенний период, когда глубина промерзания небольшая и прочность мерзлых пород невысокая. С понижением температуры в зимний период глубина промерзания увеличивается до нескольких метров, а прочность мерзлых пород повышается в 2–3 раза. В таких условиях переходят на рыхление мерзлых пород буровзрывным способом. На талых россыпях рыхление применяют при разработке плотика и приплотиковой части, а также при высокой валунистости, затрудняющей производительную работу бульдозеров и скреперов.

Производительность бульдозеров-рыхлителей и затраты на рыхление 1 м$^3$ зависят от глубины промерзания и литологического состава горных пород (табл. 4.21).



Рис. 4.7. Бульдозер-рыхлитель (Катерпиллер D-9H)

Таблица 4.21

Технико-экономические показатели работы бульдозеров-рыхлителей

| Показатели | Тип рыхлителя | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ДП-5С Д-515С | ДП-22С Д-575С | ДП-9С Д-652С | ДП-10С Д-672С | ДП-11С Д-673С | Д-9Ж |
| Базовый трактор | Т-100 | Т180 | ДЭТ250 | Т-330 | Т-500 | – |
| Мощность двигателя, л.с. | 108 | 180 | 300 | 330 | 540 | 385 |
| Максимальное тяговое усилие, кН | 95 | 167 | 257 | 361 | 300 | – |
| Максимальное заглубление зубьев, мм | 400 | 500 | 700 | 700 | 1000 | 645 |
| Масса рыхлителя, т | 17,1 | 22,7 | 39,7 | 43,3 | 40 | 45,6 |
| Техническая производительность, м$^3$/ч: | | | | | | |

| Показатели | Тип рыхлителя | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ДП-5С Д-515С | ДП-22С Д-575С | ДП-9С Д-652С | ДП-10С Д-672С | ДП-11С Д-673С | Д-9Ж |
| сезонномерзлые породы | 241 | 346 | 467 | – | – | 780 |
| многолетнемерзлые породы: | | | | | | |
| галечно-щебенистые | 8,7 | 18,5 | 28 | – | – | 127 |
| илисто-глинистые | 27,4 | 45,7 | 81,8 | – | – | 346 |

Сменная производительность рыхлителя Д-652АС в мерзлой горной породе составляет 160 м$^3$, а в илисто-глинистой – 480 м$^3$. Практика показывает, что производительность бульдозеров-рыхлителей достигает 1000–1500 м$^3$/смену. Стоимость рыхления в ценах 1990 г. колеблется от 0,3 до 1,3 р./м$^3$ в зависимости от состояния горных пород.



Рис. 4.8. Рыхление горных пород бульдозером-рыхлителем

На производительность рыхлителей большое влияние оказывает минусовая температура воздуха, которая в зимний период в северных районах доходит до –50…– 60 °С, а температура горных пород понижается до –20…– 30°С и прочность их становится настолько высокой, что рациональнее перейти на буровзрывные работы.

Для импортных рыхлителей производительность и затраты на рыхление 1 м$^3$ (в дол.) приводится в табл. 4.22 в зависимости от крепости пород и скорости распределения сейсмических волн.

Таблица 4.22

Технико-экономические показатели работы рыхлителей

| Скорость распределения сейсмических волн, м/с | Породы | Рыхлители средней мощности | | Мощные рыхлители | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | Производительность, м$^3$/ч | Затраты, дол./м$^3$ | Производительность, м$^3$/ч | Затраты, дол./м$^3$ |
| 305–610 | слабые | 1800 | 0,014 | 2680 | 0,012 |
| 610–915 | | 920 | 0,030 | 1490 | 0,022 |
| 915–1220 | средние | 420 | 0,068 | 765 | 0,052 |

| Скорость распределения сейсмических волн, м/с | Породы | Рыхлители средней мощности | | Мощные рыхлители | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | Производительность, $м^3$/ч | Затраты, дол./$м^3$ | Производительность, $м^3$/ч | Затраты, дол./$м^3$ |
| 1220–1525 | | 192 | 0,163 | 382 | 0,102 |
| 1525–1830 | крепкие | 76 | 0,470 | 206 | 0,222 |

Расчет параметров схемы рыхления производится по формулам акад. В. В Ржевского.

$$h_з = \frac{1}{K_2}\left[ K_1 h_3 - \frac{1}{2}(C - B)tga \right],$$

где $К_1$ – коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези (табл. 4.23); $К_2$ – коэффициент, учитывающий влияние состояния массива на размеры неразрушенных гребней; $h_3$ – глубина заглубления зуба рыхлителя от 0,5 до 2 м; $\alpha$ – угол наклона боковых стенок прорези, $^o$; в – ширина основания прорези, м; $в_1$ – ширина наконечника рыхлителя, м; с – расстояние между проходами, м.

Расстояние между перекрестными проходами: С = 1,2–1,5 м.

Ширина одиночной борозды по верху: $В = 2К_1h_3$ ctg а + в

Таблица 4.23

Значения коэффициентов

| Характеристика пород | $К_1$ | $К_2$ | в |
|---|---|---|---|
| Малотрещиноватые | 0,75–0,90 | 0,95–1,00 | $(1,5–2,0)в_1$ |
| С реднетрещиноватые | 0,90–1,00 | 0,90–0,95 | $(2,0–3,5)в_1$ |
| Сильнотрещиноватые | 1,0 | 0,80–0,90 | $(3,5–6,0)в_1$ |

Производительность рыхлителя при параллельных проходах

$$Q_p = \frac{3600\ Ch_э K_п}{\frac{1}{U_p} + \frac{t}{L}}.$$

При параллельно-перекрестных проходах

$$Q_p = \frac{3600\ h_э K_и}{\frac{1}{U_p}\left(\frac{1}{C} + \frac{1}{C^1}\right) + t\left(\frac{1}{CL} + \frac{1}{C^1 L^1}\right)},$$

где $К_и$ – коэффициент использования рыхлителя ($К_и$ = 0,7–0,8); $U_р$ – техническая скорость рыхления, м/с; t – время переезда рыхлителя на следующую борозду, t = 30–60 с; L. $t^1$– длина параллельного и перекрестного реза, принимается 100–300 м.

Скорость рыхления $U_р$ с использованием Д-652А для плотных пород с включением валунов, сцементированной щебенистой массы, разрушенных сланцев составляет 0,9–1,5 м/с; для отвердевшей и мерзлой глины, сильнотрещиноватых прочных известняков и песчаников $U_р$ = 0,8–1,2 м/с; для трудно-рыхлимых среднетрещиноватых известняков, песчаников, глинистых сланцев $U_р$ = 0,4–0,8 м/с,

В табл. 4.24 приведены основные технико-экономические показатели работы рыхлителя Д9Н по месяцам.

Таблица 4.24

Производительность и себестоимость рыхления мерзлых пород бульдозером-рыхлителем Д9Н

| Показатели | Месяц | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | март | апрель | май | октябрь | ноябрь |
| Температура поверхности грунта, $^{o}$ С | –14,4 | –5,8 | 5,1 | –5,0 | –16,8 |
| Часовая производительность по рыхлению, м$^3$ | 46 | 193 | 474 | 218 | 28 |
| Часовая производительность по уборке разрыхленной горной массы (путь транспортирования 100 м) | 59,2 | 59,2 | 59,2 | 59,2 | 59,2 |
| Сменная производительность по рыхлению и уборке, м$^3$ | 275 | 1952 | 2830 | 1301 | 167 |
| Сменная производительность по рыхлению и уборке, м$^3$ | 137 | 271 | 314 | 278 | 114 |
| Себестоимость рыхления 1 м$^3$, усл. ед. | 0,452 | 0,194 | 0,146 | 0,185 | 0,671 |
| Себестоимость 1 м$^3$ разрыхленной и убранной горной массы, усл. ед. | 0,792 | 0,458 | 0,410 | 0,449 | 0,934 |

### *Буровзрывной способ подготовки пород*

Буровзрывной способ подготовки пород целесообразно применять на вскрыше многолетнемерзлых торфов и при глубине сезонного промерзания более 2 м, на валунистых россыпях и породах – выше VI категории крепости. Данный способ позволяет вести работы с высокой интенсивностью и производительностью бульдозеров, что дает возможность сократить сроки подготовки пород к выемке. Недостатком буровзрывного способа рыхления пород является высокая энергоемкость и стоимость работ.

В ценах 1990 г. затраты на рыхление 1 м$^3$ мерзлых пород составляли от 0,6 до 1,4 р. Применение буровзрывного способа рыхления обусловливается стремлением подготовить к выемке большие объемы мерзлых пород в сжатые сроки.

Для бурения скважин применяют станки БТС-150, СВБ-2м, СДВВ-2, СБВ-125, 2СБШ-200 и др.

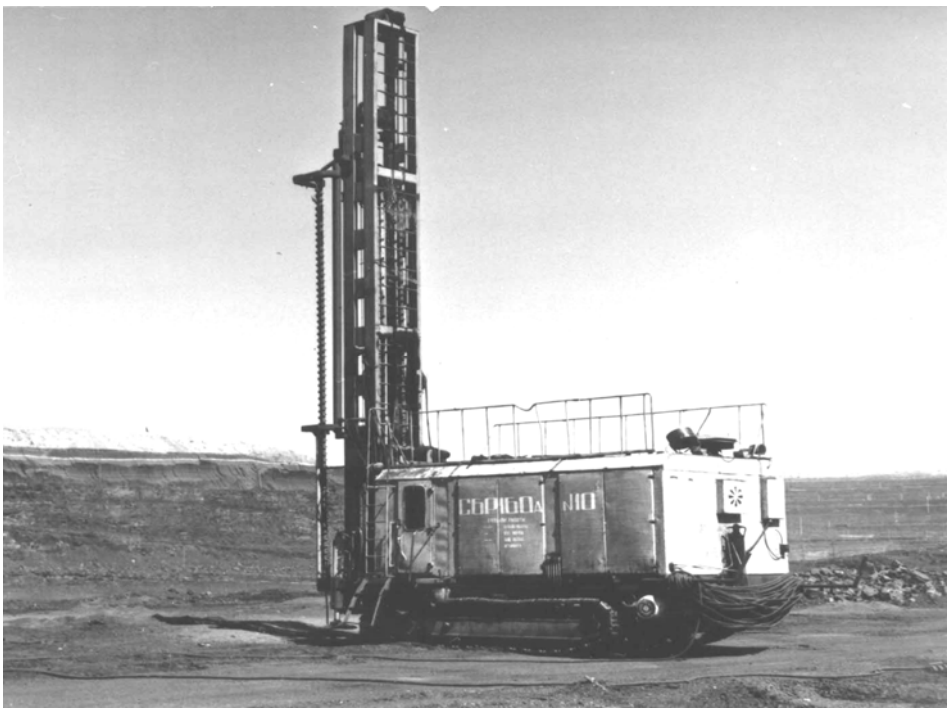


Рис. 4.9. Буровой станок СБШ-200

Вибровращательные станки СДВВ-2 применяют для бурения скважин в дисперсных породах с небольшим включением крупных фракций при высоте уступа до 4 м и породах до VIII категории крепости. При небольших объемах работ в породах IX–X категории крепости рекомендуется применять ударно-вращательные станки ВУД-1м.

На уступах большой высоты для бурения пород V категории крепости применяют станки вращательного бурения СБР, СВБ-2м. Для бурения мерзлых рыхлых пород применяют станки БТС-150 и 2СБШ-200 с долотами СТ и ТП. Скорость бурения мерзлых пород 0,57–0,67 м/мин. При бурении таликов и сушенцов хорошие показатели дают комбинированные долота РШД-214 (конструкции Иркутского политехнического института). В гравийно-галечных породах с большим включением валунов (более 20 %) применяют долота 2К-2140КП, К-214СТ и 2У-243ТП. В породах V–IX категории крепости рационально применять долота типа РШД, СТ, ТП, а в породах X категории – долота типа ОКП. Выход породы с 1 м скважины от 2 до 15 м$^3$ в зависимости от паспорта буровзрывных работ.

Исследованиями института ВНИИ-1 установлено, что для взрывания мерзлых пород наиболее эффективно применение взрывчатых веществ с высокой работоспособностью и незначительной скоростью детонации: граммонит 79/21, гранулит, аммонит 9, аммонит 10, гранулотол, игданит. Применение игданита сопровождается инициированием зарядов высокобризантных ВВ весов 40–50 кг.

При небольшой глубине промерзания рыхление пород осуществляется мелкошпуровым способом, а с увеличением высоты уступа применяется скважинная отбойка.

Таблица 4.25

Зависимость диаметра коронки от глубины скважины

| Глубина скважин, м | Диаметр коронки, мм | Глубина скважины, м | Диаметр коронки, мм |
|---|---|---|---|
| до 3 | 105 | 4–6 | 150 |
| 2–4 | 120 | 8–10 | 200 |

При расположении зарядов в шпурах линия наименьшего сопротивления W определяется по формуле

$$w = (0{,}5 – 0{,}8)H_{y,}$$

где $H_y$ – высота уступа, м; расстояние между шпурами L = (1–1,5) ·w, м.

Величина заряда в шпуре $Q = q \cdot w^3$, где q – удельный расход взрывчатых веществ, кг/м$^{3.}$

Если разработка горных пород ведется уступами (высота более 4 м), то определяется линия наименьшего сопротивления по подошве $w_{пп}$ формулой, учитывающей вместимость скважины и удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) [1]

$$w_{пп} = 0.9\sqrt{p/(q*m)},$$

где p – вместимость ВВ на 1 м скважины, кг; $p = 7{,}85*d^2*e$; d – диаметр скважины, дм; e – плотность ВВ, кг м$^3$; m – относительное расстояние между скважинами (m = 0,8 – 1,4).

При составлении паспорта буровзрывных работ величина перебура принимается 0,2 высоты уступа, величина забойки 1/3 длины заряда. Для наклонных скважин

$$w_{пп} = 1/\sin\sqrt{p/(q*m)}$$

Расчетная величина $w_{пп}$ для вертикальных скважин не должна превышать величину $w_б = H_y \cdot \mathrm{ctg}\ a + c$, где a – угол откоса уступа, $^o$; c = 3 – безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

Расстояние между скважинами в ряду d и между рядами

$$d = m \cdot w_{пп};\ \ b = (0{,}85–1)w_{пп.}$$

Величина заряда в скважине первого ряда

$$Q = q \cdot Hy \cdot w_{пп} \cdot b.$$

Величина заряда во втором и последующих рядах

$$Q = q \cdot Hy \cdot b \cdot b.$$

Для улучшения качества дробления иногда применяют заряды с воздушными промежутками. В нижнюю часть скважины помещают 0,6–0,7 расчетной величины заряда, далее оставляют воздушный промежуток равный 0,17–0,35 общей длины заряда, а остальную часть заряда располагают в верхней части скважины.

[1] Томаков П. И., Наумов И. К. Технология, механизация и организация открытых горных работ : учебник. М. : Недра, 1980. 312 с.

Заряды взрываются мгновенно или короткозамедленно с применением электродетонаторов или детонирующего шнура и пиротехнических реле.

Удельный расход ВВ в среднем составляет 0,5–0,9 кг/м$^3$. Расчетная калькуляция стоимости машино-смены буровых станков позволяет определить, что затраты при применении станков шарошечного бурения наиболее высокие, однако на предприятиях этому виду станков отдается предпочтение, так как при меньшем количестве скважин (за счет большего диаметра) повышается их производительность.

На часовую производительность буровых станков оказывают влияние отрицательные температуры воздуха. Статистическая обработка отчетных данных за 5 лет показала, что в наиболее холодный период (декабрь–январь) станки останавливаются, при температуре воздуха ниже – 30 $^o$С. В феврале коэффициент снижения производительности составляет около 0,8; в марте, – при средней температуре около –13 $^o$С, коэффициент повышается до 0,95, а в апреле-мае из-за заливания водой и обрушения стенок скважин коэффициент вновь снижается до 0,90.

Часовая производительность бурового станка выражается общепринятой формулой

$$П_{б.ст} = \frac{60 К_{б.ст}}{t_{бур} + t_{вспом}},$$

где $П_{б.ст}$ – часовая производительность бурового станка, м; $К_{б.ст}$ – коэффициент изменения часовой производительности по месяцам; $t_{бур}$ – норматив основного времени бурения, мин/м; $t_{вспом}$ – норматив времени вспомогательных операций, мин/м.

Норматив основного времени бурения $t_{бур}$ зависит от прочностных характеристик мерзлых горных пород, которые определяются физико-механическими свойствами, льдистостью (обводненностью), температурой мерзлоты

$$t_{бур} = \frac{60}{U_б},$$

где $U_б$ – скорость бурения, м/ч.

Для станков шарошечного бурения зависимость скорости бурения от физико-механических свойств пород выражается формулой В. В. Ржевского[1].

$$U_б = \frac{30 P_o П_{об}}{П_б d_q^2},$$

где $P_o$ – осевое давление на долото, т.с.; $П_{об}$ – число оборотов бурового става, об/ мин (табл. 4.26); $П_б$ – относительный показатель буримости пород; $d_q$ – диаметр долота, дм.

Показатель $П_б$ пород, слагающих россыпи для различных горногеологических условий россыпных месторождений, можно определить из табл. 4.26, отражающей соотношение показателя буримости и показателей категорий по различным шкалам крепости пород.

[1] Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы. М. : Недра, 1985. 548 с.

Таблица 4.26

Параметры бурения для станка 2СБШ-200

| Категория Пород по ЦБПНТ (ЕНВ) | Параметры бурения | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | $P_o$-осевое давление, т | | | $П_{об}$ – скорость вращения, об/мин | | |
| | ЕНВ | Расчетные | По хроно-метражу | ЕНВ | Расчетные | По хроно-метражу |
| IV | 6–6 | 5 | – | 140–150 | 140 | – |
| V | 5–6 | 5 | – | 140–150 | 140 | – |
| VI | 5–6 | 5 | – | 140–150 | 140 | – |
| VII | 7–9 | 8 | – | 110–140 | 130 | – |
| VIII | 7–9 | 9 | – | 110–140 | 140 | – |
| IX | 7–9 | 9 | 10 | 110–140 | 140 | 120 |
| X | 10–12 | 12 | 12 | 90–110 | 100 | 120 |
| XI | 10–12 | 12 | 12 | 90–110 | 100 | 120 |

Таблица 4.27

Сопоставительная таблица классификации горных пород

| Наименование и характеристика грунтов и пород | Шкала крепости пород СНИП Госстроя СССР | Шкала крепости пород по М. М. Протодьяконову | Шкала крепости пород ЦБ ПНТ (ВНВ) | Относительный показатель буримости пород по В. В. Ржевскому |
|---|---|---|---|---|
| Галечно-щебенистные грунты, связанные глиной. Песчано-глинистые грунты с включением гальки, щебня, валунов | II | VI | IV | 0,6 |
| Конгломераты осадочных пород. Мерзлые породы I–II категории | II–III | VI | V | 0,8 |
| Известняки оталькованные. Мерзлые породы III–IV категории | III | V | VI | 1,0 |
| Глинопесчаные. Извясники мягкие. Ил плотный мелководный | IV | V–VI | VII | 2,0 |
| Глины отверделые. Мерзлые породы VI–VII категории | IV | V | VIII | 3,0 |
| Песчаники выветрелые каолизированные и глинистые крупнозернистые | V | IV | IX | 4,0 |
| Сильновыветрелые граниты Песчаники с глинистым цементом. Известняки мергилистые средней крепости | V | IV | X | 5,0 |
| Известняки крупнозер- | VI | IV–III | XI | 6,0 |

| Наименование и характеристика грунтов и пород | Шкала крепости пород СНИП Госстроя СССР | Шкала крепости пород по М. М. Протодьяконову | Шкала крепости пород ЦБ ПНТ (ВНВ) | Относительный показатель буримости пород по В. В. Ржевскому |
|---|---|---|---|---|
| нистые, мраморизированные, доломитизированные. Песчаники с известковым цементом | | | | |

Вспомогательное время бурения приводится в табл. 4.28.

Таблица 4.28

Вспомогательное время бурения. Станок 2СБШ-200

| Глубина промерзания (высота уступа), м | 2,0 | 2,5 | 3,0 | 3,5 | 4,0 | 4,5 | 5,0 | 6,9 | 7,0 | 8,0 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| t вспом | 2,37 | 2,35 | 2,30 | 2,28 | 2,25 | 2,23 | 2,20 | 2,17 | 2,13 | 2,1 |

Для объединения «Лензолото» нами рассчитана часовая производительность буровых станков 2СБШ-200 (табл. 4.29); БТС-150, П-31 м (табл. 4.30) для различных категорий пород вскрыши по месяцам.

Таблица 4.29

Часовая производительность станка 2СБШ-200 (диаметр скважин 214 мм), м/ч сезонная мерзлота / многолетняя мерзлота, Н = 8м

| Месяцы | Категории мерзлых пород | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | IV | V | VI | VII | VIII | IX | X | XI |
| Январь | 15,0/ 16,0 | 13,8/ 14,7 | 12,8/ 13,6 | 11,3/ 11,8 | 10,0/ 10,5 | 8,8/ 9,1 | 7,5/ 7,8 | 6,6/ 6,8 |
| Февраль | 16,0/ 17,0 | 14,9/ 15,7 | 13,9/ 14,5 | 12,0/ 12,6 | 10,7/ 11,2 | 9,4/ 9,7 | 8,0/ 8,3 | 7,1/ 7,2 |
| Март | 20,0/ 21,0 | 18,5/ 19,4 | 17,1/ 17,9 | 15,0/ 15,6 | 13,3/ 13,8 | 11,6/ 12,0 | 10,3/ 10,2 | 8,8/ 8,9 |
| Апрель | 18,7/ 19,5 | 16,9/ 18,0 | 19,7/ 16,6 | 14,0/ 14,5 | 12,4/ 12,8 | 10,9/ 11,2 | 9,3/ 9,5 | 8,2/ 8,3 |
| Май | 17,0/ 17,8 | 15,7/ 16,5 | 14,5/ 15,2 | 12,8/ 13,3 | 11,3/ 11,7 | 9,9/ 10,2 | 8,5/ 8,7 | 7,5/ 7,4 |
| Июнь | 15,2/ 16,2 | 14,1/ 14,9 | 13,1/ 13,8 | 11,4/ 12,0 | 10,2/ 10,6 | 8,9/ 9,2 | 7,6/ 7,8 | 6,7/ 6,8 |

Примечание: числитель – сезонная мерзлота, знаменатель – многолетняя мерзлота.

Таблица 4.30

Часовая производительность станков БТС-150/П-31м при бурении сезонной мерзлоты (диаметр скважин 105 мм), м/ч

| Месяц | Категории мерзлых пород | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | IV | V | VI | VII | VIII |
| Январь | 5,3/4,8 | 5,0/4,5 | 4,6/4,2 | 4,0/3,6 | 3,5/3,2 |
| Февраль | 5,7/5,1 | 5,3/4,8 | 5,0/4,5 | 4,2/3,9 | 3,7/3,4 |
| Март | 7,1/6,2 | 6,7/5,9 | 6,2/5,5 | 5,8/4,8 | 4,6/4,2 |
| Апрель | 6,7/5,8 | 6,3/5,5 | 5,8/5,1 | 5,4/4,5 | 4,3/3,9 |

| Месяц | Категории мерзлых пород | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | IV | V | VI | VII | VIII |
| Май | 6,0/5,3 | 5,7/5,0 | 5,2/4,7 | 4,5/4,1 | 3,9/3,6 |
| Июнь | 5,4/4,8 | 5,1/4,6 | 6,1/4,2 | 4,0/3,7 | 3,5/3,3 |

Основные параметры БВР для усредненных условий мерзлых россыпей даны в табл. 4.31. Расчеты проведены для станков шарошечного бурения СБШ-250МН. В расчетах принят коэффициент сближения зарядов, равный 1, тип ВВ – АС-8, удельный расход ВВ – 0,97 кг/м$^3$, число часов работы в сутки станками СБШ-200 приводится на рис. 4.10.

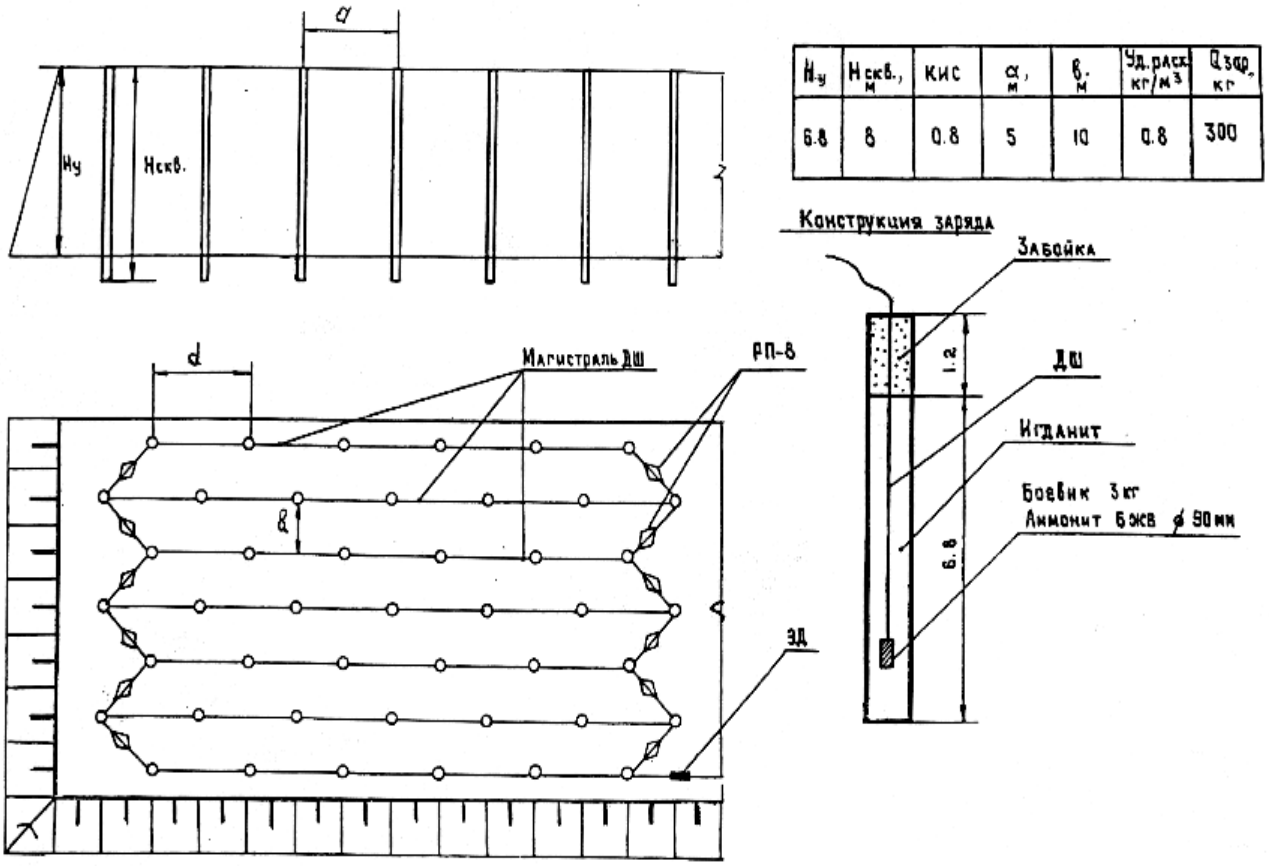



Рис. 4.10. Паспорт буровзрывных работ

В целом, следует отметить, что рыхление мерзлых пород буровзрывными способом значительно удорожает себестоимость как горно-подготовительных, так и добычных работ. При разработке россыпей предпочтение отдается послойной оттайке пород с применением бульдозеров. Тем не менее, в условиях Восточной Сибири и северо-востока для продления эксплуатационного сезона буровзрывные работы находят применение особенно при разработке крупновалунистых и глубоких россыпей, значительно пораженных многолетней мерзлотой.

Значительный опыт ведения буровзрывных работ накоплен на приисках объединения «Северовостокзолото». Для бурения мерзлых пород применяют станки шарошечного бурения 2СБШ-200, СБШ-250ОМН, СБШ-320.

Таблица 4.31

Основные параметры БВР при рыхлении пород

| Показатели | Мощность сезонной мерзлоты, тыс. м | | | | Высота уступа, м | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 2 | 3 | 4 | 5 | 8 | 16 | 24 | 32 |
| Глубина скважины, м | 1,80 | 2,80 | 3,70 | 4,70 | 7,50 | 15,50 | 23,50 | 31,50 |
| Расстояние между скважинами в ряду, м | 1,40 | 2,00 | 2,90 | 3,20 | 4,40 | 5,20 | 5,60 | 5,70 |
| Расстояние между рядами скважин, м. | 1,40 | 2,00 | 2,90 | 3,20 | 4,10 | 4,80 | 5,20 | 5,40 |
| Масса заряда в скважине, кг | 3,80 | 11,60 | 32,60 | 49,70 | 140 | 387 | 678 | 956 |
| Длина заряда, в | 0,10 | 0,31 | 0,82 | 1,30 | 3,80 | 10,80 | 18,30 | 25,80 |
| Длина забойки, м | 1,70 | 2,40 | 2,80 | 3,40 | 3,70 | 5,10 | 5,20 | 5,70 |
| Выход горной массы с 1 п. м. скважины, $м^3$ | 2,20 | 4,30 | 9,10 | 10,20 | 19,20 | 25,0 | 29,00 | 30,80 |
| Себестоимость взрывания 1 $м^3$ мерзлых пород с применением детонирующего шнура, усл. ед. | 1,31 | 0,75 | 0,55 | 0,52 | 0,46 | 0,44 | 0,43 | 0,42 |
| Себестоимость взрывания 1 $м^3$ мерзлых пород при электровзрывании, усл. ед. | 0,86 | 0,97 | 0,66 | 0,60 | 0,49 | 0,46 | 0,44 | 0,44 |

Буровзрывной способ обеспечивает высокую интенсивность подготовки полигона. Затраты на подготовку могут быть снижены при применении комбинированных способов. В благоприятных условиях применен взрыво-водно-тепловой способ подготовки мерзлых пород к выемке. Суть данного способа заключается в том, что с нижней площадки уступа напорной струей гидромонитора бурили горизонтальные скважины сечением 0,9–1,5 $м^2$, глубиной 15–30 м, в пробуренные скважины помещали заряды из расчета удельного расхода 0,3–0,5 $кг/м^3$. После взрыва проводили водно-тепловую мелиорацию массива дождевальными установками и гидромониторами с нижней площадки уступа. Удельный расход воды составил 5–9 $м^3$, скорость бурения скважин напорной струей гидромонитора колебалась от 2 до 15 м/ч. Экономический эффект от применения взрыво-водно-теплового способа подготовки 1 $м^3$ мерзлых пород составил 0,55 усл. ед.

Интересны результаты испытаний, проведенных институтом ВНИИ-1, по применению зарядов с осевой воздушной полостью.

Заряды с осевой полостью формируются засыпкой ВВ в пространство между стенками скважины диаметром 320 мм и тонкостенной трубой диаметром 100 мм. Нижняя часть массой 80 кг выполнялась сплошным зарядом. По сравнению с применявшимся ранее зарядами с поперечным воздушным промежутком удельные затраты на бурение сократились с 0,403 до 0,343 $р./м^3$, на ВВ с 0,216 до 0,170 усл. ед.

Расчетная себестоимость машино-смены для станков 2СБШ, БТС-150 и П-31 представлена в табл. 4.32.

Таблица 4.32

Себестоимость машино-смены буровых станков, усл. ед.

| Статьи калькуляции | Буровые станки | | |
|---|---|---|---|
| | 2СБШ-200 | БТС-150 | П-31 |
| Сменная производительность, п.м. | 80,000 | 50,000 | 50,000 |
| Вспомогательные материалы | 41,760 | 20,760 | 20,750 |
| Электроэнергия | 37,998 | – | – |
| Основная заработная плата | 33,960 | 33,360 | 33,360 |
| Дополнительная заработная плата | 4,000 | 4,000 | 4,000 |
| Отчисления на социальное страхование | 3,736 | 3,736 | 3,736 |
| Амортизация | 52,238 | 5,138 | 4,820 |
| Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования | 52,320 | 33,651 | 17,665 |
| Цеховые расходы | 39,760 | 15,800 | 15,800 |
| ИТОГО | 265,172 | 116,435 | 100,121 |

## 4.4. БУЛЬДОЗЕРНО-СКРЕПЕРНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

Бульдозерно-скреперный способ разработки россыпей находит широкое применение как в нашей стране, так и за рубежом. Обычно разработка россыпи данным способом ограничивается мощностью торфов до 6–8 м, отсутствием сильной обводненности и валунистости (рис. 4.11).

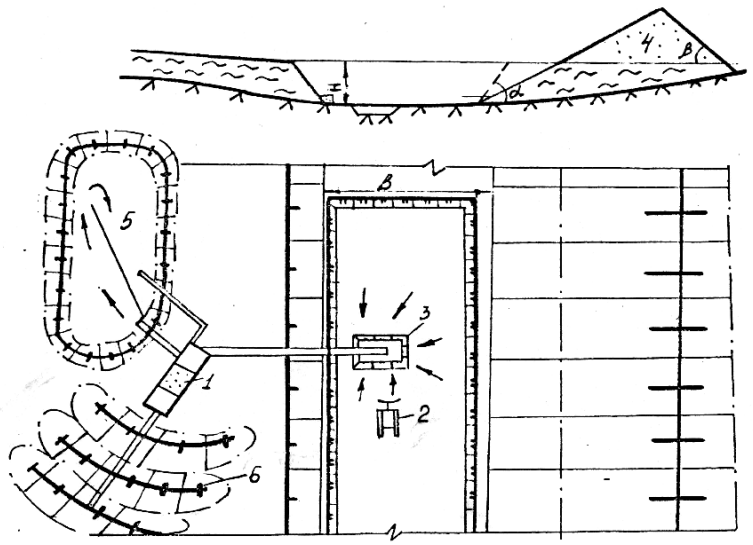



Рис. 4.11. Бульдозерно-скреперный способ разработки при параллельной системе вскрышных работ:
1 – промприбор, 2 – бульдозер, 3 – зумпф, 4 – отвал, 5 – илоотстойник, 6 – галечный отвал

Преимуществом бульдозерно-скреперного способа разработки являются сравнительно небольшие капитальные затраты на приобретение горного обору-

дования, мобильность техники, невысокий удельный расход электроэнергии. Технологические схемы вскрышных и добычных работ просты.

Недостатком данного способа является резкое снижение производительности оборудования при повышенной влажности и крепости горных пород, а также больше расстояние транспортирования пустых пород на отвалы.

Техническая характеристика бульдозеров и скреперов приводится в табл. 4.33–4.34.



Рис. 4.12. Бульдозеры-рыхлители на полигоне россыпи

Таблица 4.33

Техническая характеристика бульдозеров

| Показатели | Марка бульдозера | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | ДЗ-110<br>ДЗ-27С | ДЗ-35<br>Д-575 | ДЗ-118<br>Д-572 | ДЗ-59 | ДЗ-124 |
| Базовый трактор | Т-130 | Т-180 | ДЭТ-250 | Т-330 | Т-330 |
| Параметры отвала бульдозера, мм: | | | | | |
| длина | 3220 | 3640 | 4310 | 4730 | 4860 |
| высота с козырьком | 1300 | 1480 | 1550 | 1750 | 1880 |
| подъем отвала | 995 | 1000 | 1070 | 1170 | 1780 |
| заглубление отвала | 465 | 500 | 450 | 520 | 700 |
| Рыхлитель: | | | | | |
| число зубьев | 1 | 1–3 | 1–3 | 1–3 | 1 |
| глубина рыхления | 450 | 500 | 1200 | 700 | 1400 |
| Масса оборудования, т: | | | | | |
| рыхлительного | 1,6 | 6,4 | 6,1 | 6,4 | 6,4 |
| общая агрегата | 17,5 | 26,7 | 40,7 | 50,6 | 61,8 |
| Примерная стоимость машино-ч, р. в ценах 1990 г. | 18 | 22 | 27 | 50 | 55 |
| Объем вала породы, $м^3$ | | | | | |

| Показатели | Марка бульдозера | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | ДЗ-110 ДЗ-27С | ДЗ-35 Д-575 | ДЗ-118 Д-572 | ДЗ-59 | ДЗ-124 |
| I–II категория | 2,53 | 4,37 | 6,1 | 6,6 | 5,6 |
| III категория | 2,19 | 3,80 | 5,2 | 5,9 | 5,9 |
| IV категория | 2,00 | 3,34 | 4,75 | 5,3 | 5,3 |
| V–VI категории мерзлые разрыхленные БВР | 1,55 | 2,76 | 3,70 | 4,5 | 4,5 |
| Рабочая скорость, м/мин | 38 | 38 | 40 | 45 | 45 |
| Холостая скорость, м/мин | 98 | 92 | 115 | 118 | 118 |

Таблица 4.34

Техническая характеристика скреперов

| Показатели | Марка скрепера | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Д-498 | Д-374 | Д-357М | Д-392 | CAT-657 |
| Емкость ковша, $м^3$ | 6 | 8 | 8 | 15 | 24,6 |
| Емкость ковша с шапкой | – | 10 | 10 | 18 | 27 |
| Ширина захвата, мм | 2765 | 2590 | 2780 | 2800 | 3556 |
| Глубина резания, мм | 300 | 320 | 300 | 350 | 400 |
| Объем горной массы, $м^3$ | | | | | |
| I–II категории пород | 4,25 | 5 | 6,33 | 11,9 | |
| III категория пород | 3,69 | 4,31 | 5,53 | 10,4 | |
| IV категория пород | 3,38 | 3,91 | 4,81 | 9,02 | |
| Рабочая скорость, м/мин | 85 | 75 | 150 | 190 | |
| Холостая скорость, м/мин | 125 | 125 | 275 | 280 | |
| Время загрузки, мин | 0,154 | 0,231 | 0,3 | 0,3 | 0,5 |
| Время на переключение, мин | 0,6 | 0,6 | 0,673 | 1,35 | 1,4 |

### *Добычные работы*

Разработка песков осуществляется блоками (секторами) с послойной выемкой и актировкой его площади. Отработка блоков, как правило, начинается с наиболее низкой отметки поверхности, ширина блока принимается около 100 м, а длина 200 м. На узких россыпях ширина блока равняется ширине россыпи, а длина увеличивается с целью сокращения трудозатрат на перестановку промприбора. Промывочный прибор может быть установлен на борту, в углу и центре разреза. В зависимости от места расположения приемного бункера промприбора будет определяться расстояние транспортирования песков, а следовательно, и производительность оборудования.

Для расчета схемы доставки песков необходимо выбрать тип промывочного прибора. Тип промприбора зависит от характера и вида песков, источника водоснабжения, энергообеспеченности. Чем сложнее конструкция промывочного прибора, тем больше его возможности извлечения мелкого золота. Так, при большом наличии мелкого золота, применяют промприборы типа ПКС, а при большом количестве крупного золота – ПГШ и ПГБ.



Рис. 4.13. Работа гидроустановки



Рис. 4.14. Работа гидромонитора

Шлюзовые установки типа ПГШ обладают большой пропускной способностью и за счет этого имеют преимущество при разработке легкообогатимых песков, хотя потери золота при этом будут больше. Если пески хорошо размываются и образуют пульпу с фракцией размером до 150 мм, то ее хорошо подавать гидроэлеватором к приборам типа ПГШ и ПГБ. Установки типа ПГШ целесообразнее применять на месторождениях, где мелочи очень мало, а ила и льда много, и наклон земной поверхности благоприятствует самотечному размещению хвостов. Эти установки целесообразнее применять при частых пере-

становках и небольших разрабатываемых площадях. Данный способ безопасен в обслуживании, дешев в изготовлении, не требует дополнительных вспомогательных материалов, обеспечивает наибольшую производительность труда и наименьшую себестоимость. Однако при этом способе потребляется много электроэнергии, воды, а коэффициент извлечения мелкого золота низкий.

Промывочный прибор ПГШ состоит из загрузочного бункера, гидроэлеватора, пульповода, гидровашгерда, гидравлического шлюза, который представлен головной, линейной и тремя хвостовыми секциями с приставкой для съемки концентрата при сполоске.

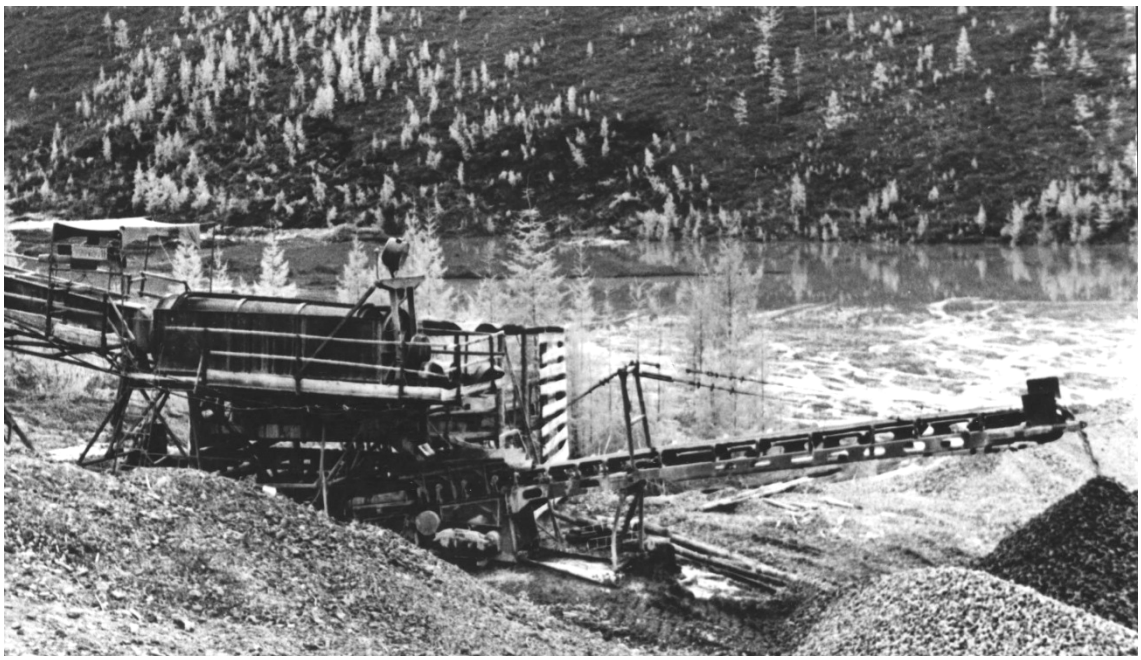


Рис. 4.15. Промывочная установка бочечного типа

Промывочный прибор типа ПГБ имеет дополнительно короткий воздушный головной шлюз длиной 6 м, барабанный грохот и галечный стакер длиной 44 м (табл. 4.35). Коэффициент извлечения в среднем составляет 88–94 %.

Таблица 4.35

Техническая характеристика промприборов ПГШ и ПГБ

| Показатель | Промывочные приборы | | | |
|---|---|---|---|---|
| | ПГШ-30 | ПГШ-50 | ПГШ-75 | ПГБ-1000 |
| Производительность, $м^3/ч$ | 30 | 50 | 75 | 70 |
| Расход воды, л/сек | 140 | 240-300 | 330 | 300 |
| Гидроэлеваторная установка | УГЭ-2-250 | УГЭ-2-350 | УГЭ-2-400 | УГЭ-2-350 |
| Гидровашгерд | ВГ-1-800 | ВГ-1-1200 | ВГ-1-1200 | ВГ-1-1200 |
| Угол подъема гидровашгерда, ° | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Размер перфорации | 70–40 | 120–40 | 120–40 | 120–40 |
| Высота подъема пульпы, м | 16,5 | 17 | 16,5 | 17 |
| Длина пульповода, м | 20 | 23 | 23 | 23 |

| Показатель | Промывочные приборы | | | |
|---|---|---|---|---|
| | ПГШ-30 | ПГШ-50 | ПГШ-75 | ПГБ-1000 |
| Шлюз глубокого наполнения | ШГ-1-720 | ШГ-3-1000 | ШГ-3-1250 | – |
| Размер шлюза | 0,72х26,3х0, | 1х26,3х0,5 | 1,25х26,3х0,5 | 1х6х0,5 |
| Гидромонитор | ГМН-25У | ГМН-25У | ГМН-25У | ГМН-25У |
| Насосная станция | АН-1-10Д-6 | АН-2- | АН-2- | АН-2- |
| Мощность электродвигателя, кВт | 125 | 190 | 250 | 190 |
| Общая масса, т | 22 | 30 | 37 | 50 |
| Среднее число обслуживающих рабочих в смену, чел. | 1,3 | 2 | 2,3 | 2,5 |

Для промывки богатых песков, содержащих мелкое золото, при разработке площадей со значительными запасами, недостатке воды и электроэнергии применяют бочечно-шлюзовые установки с конвейерным подъемом (ПКС). Установки ПГБ с гидравлическим подъемом занимают промежуточное значение, так как обеспечивают высокое извлечение как крупного, так и мелкого золота и позволяют размещать в отвал галечный материал ленточным отвалообразователем.

Пески, имеющие крупный гранулометрический состав с большим количеством фракций размером 150–200 мм, промываются на конвейерно-скрубберных приборах. Дефицит воды для применения гидроэлеваторов также дает преимущество применению конвейерно-скрубберных приборов (табл. 4.36). Коэффициент извлечения при применении этих установок составляет 94–98 %.

Таблица 4.36

Техническая характеристика скрубберных промывочных установок

| Показатель | Скрубберно-шлюзовые | | Скрубберно-отсадочные | |
|---|---|---|---|---|
| | ПКС-1-700 | ПКС-1-1200 | ПКСО-1-700 | ПКСО-1-1200 |
| Производительность, $м^3$/ч | 60 | 100 | 60 | 100 |
| Суточная производительность, тыс. $м^3$ | 0,4-0,9 | 0,8-1,6 | 0,6-0,8 | 0,8-1,5 |
| Длина подъемного конвейера, м | 65:108 | 65:108 | 65:108 | 65:108 |
| Наибольший размер пропускаемого камня, мм | 500 | 600 | 500 | 600 |
| Длина отвалообразователя, м | 68 | 68 | 68 | 68 |
| Расход воды, л/с | 120 | 200 | 90 | 180 |
| Потребляемая мощность, кВт | 120 | 200 | 130 | 240 |
| Общая масса, т | 54 | 76 | 58 | 83 |
| Среднее число обслуживающих рабочих в смену, чел. | 2,3 | 3,0 | 3,6 | 4,0 |

Для доставки песков от загрузочного бункера до промприбора применяют переставные подъемные конвейеры КППШ-800, при транспортировании мерзлых песков – ТМЗП-1-700 и КЗП-800 производительностью 60–85 $м^3$/ч.

Расчетные экономические показатели для промывочных передвижных установок различной производительности (табл. 4.37).

Таблица 4.37

Расчетные экономические показатели промывочных установок

| Показатели | Производительность установки, м$^3$/ч | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 25 | 50 | 75 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 |
| Капитальные затраты, тыс. р. | 60 | 100 | 118 | 189 | 290 | 400 | 500 | 600 | 700 |
| Себестоимость промывки, р./м$^3$ | 1,5 | 0,9 | 0,70 | 0,63 | 0,56 | 0,54 | 0,52 | 0,51 | 0,50 |
| В том числе: | | | | | | | | | |
| материалы | | | 0 | 0,01 | 0,01 | 0,01 | 0,02 | 0,02 | 0,02 |
| заработная плата | | | 0,24 | 0,18 | 0,12 | 0,09 | 0,07 | 0,06 | 0,05 |
| электроэнергия | | | 0,10 | 0,10 | 0,10 | 0,13 | 0,13 | 0,13 | 0,13 |
| амортизация | | | 0,14 | 0,16 | 0,17 | 0,17 | 0,17 | 0,17 | 0,17 |
| содержание оборудования | | | 0,09 | 0,08 | 0,09 | 0,09 | 0,09 | 0,10 | 0,11 |
| цеховые расходы | | | 0,13 | 0,10 | 0,07 | 0,05 | 0,04 | 0,03 | 0,02 |

Примечание: данные приводятся в ценах 1990 г.

Выемка песков бульдозерами производится в основном бороздовым способом. По мере разработки песков через каждые 10–15 м осуществляют эксплуатационное опробование. Над пластом оставляют слой толщиной 0,2 м.

В блоках пески перемещаются веерными, угловыми или параллельными заездами. При веерной схеме среднее расстояние перемещения песков В. Г. Лешков[1] предлагает определять по формуле

$$L = 0.334(\sqrt{L_Д^2 + 0.25 * B^2} + \sqrt{0.25 * L_Д^2 + B^2}) + I_{ЗБ} ,$$

где $L_Д$ – длина добычного блока в направлении падения россыпи выше или ниже приемного бункера, м; В – ширина добычного блока, м; I3Б. – среднее расстояние, учитывающее заезд бульдозера вдоль борта при выемке песков на прибортовой полосе, м.

При угловой схеме путь транспортирования песков зависит от конфигурации площади. При схеме с параллельными заездами создается аккумулирующая траншея, среднее расстояние транспортирования $L = 0,55(L_Д + B)$.

Параметры добычного блока и эффективная технология разработки и промывки песков обосновываются технико-экономическим сравнением предлагаемых вариантов.

По ЕНВ[2] среднее расстояние при разработке и транспортировании песков принимается равным 0,6 от ширины контура россыпи. Если длина блока больше ширины россыпи, то параметр L определяется по формуле

$$L = 0,6 \cdot \sqrt{(B/2)^2 + L^2} .$$

[1] Лешков В. Г., Бельченко Е. Л., Гузман Б. В. Указ. соч. ; Лешков В. Г. Указ. соч.

[2] Единые нормы выработки (времени) на разработку россыпных месторождений открытым способом. Магадан : Северовостокзолото, 1981. 299 с.

### *Оценка целесообразности разработки россыпи при параллельной схеме вскрышных работ*

Экономическая оценка целесообразности разработки россыпи производится с учетом затрат на горно-подготовительные и добычные работы, промывку песков, вскрышные работы, капитальные вложения, налоги и прочие, связанные с обеспечением деятельности предприятия.

Параллельная схема вскрышных работ является наиболее простой. Выемка торфов производится параллельными ходами в направлении перпендикулярном оси полигона (рис. 4.16).

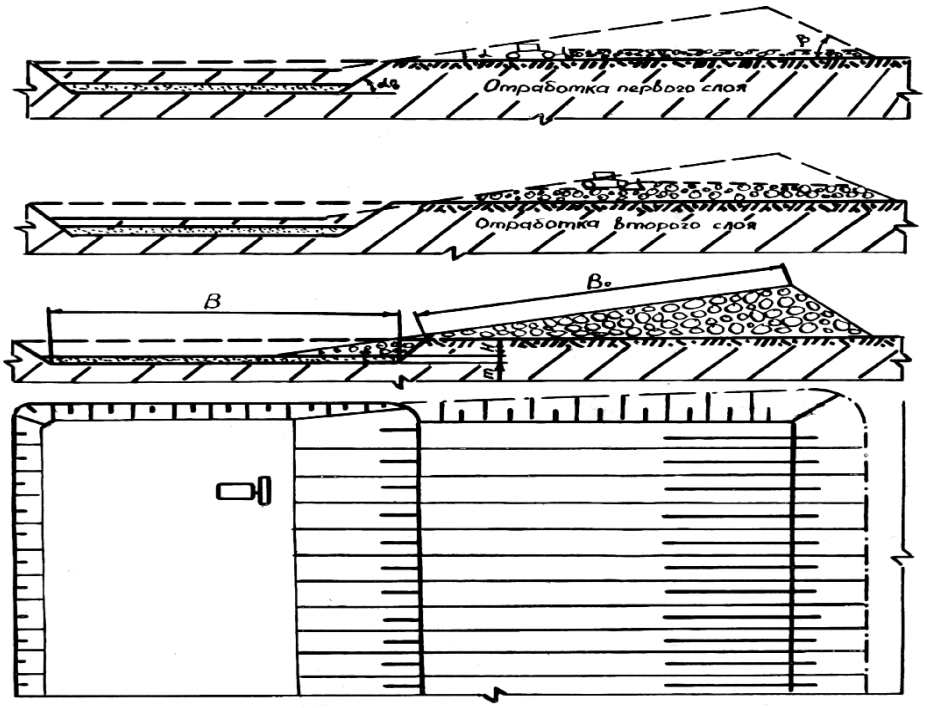



Рис. 4.16. Последовательность выемки торфов при параллельной схеме вскрышных работ

Среднее расстояние перемещения бульдозера или скрепера при складировании торфов на борту россыпи[1]:

$$L = 0{,}6 \cdot B + Нт/2 \cdot \sin a + Lo + Кпр(hp + hb + ho),$$

где B – ширина полигона, м; Нт – мощность торфов, м; a – угол выезда на отвал бульдозера, °; Lo – длина пути транспортирования пустых пород по отвалу, м; Кпр – коэффициент, учитывающий изменение производительности бульдозера при подъеме и спуске. Для бульдозеров Д-494, Д-575, Д-384, Д-9Н принимается равным соответственно плюс 4,2; 3,8; 3,2; 3 и на 1 м подъема и минус 3,2; 2,9; 2,4; 2,2 на 1 м спуска; hp, hb, ho – высота подъема или спуска бульдозера по вертикали соответственно в пределах разреза, выезда и отвала, м.

Длина наклонного участка отвала Bн определяется по формуле[2]:

[1] Лешков В. Г. Указ. соч.

[2] Емельянов В. И. Технология бульдозерной разработки вечномерзлых россыпей. М. : Недра, 1976. 287 с.

$$B_H = 1/\sin a \cdot \sqrt{2 \cdot S_O /(ctga + ctg(be + (-)bt))},$$

где So – площадь поперечного сечения отвала, м$^2$; be, bt – углы естественного откоса отвала и наклона борта разреза, $^o$; Кр – коэффициент разрыхления.

$$So = (B+Нт \cdot ctg\ 45^o)Нт \cdot Кр.$$

Длина нижнего основания отвала

$$B_{HO} = \sqrt{2 * S_O(tg(a-bt) + tg(be+bt))/tg(be+bt)/tg(a-be)}^{\circ}$$

Высота отвала

$$Но = 2*So/Вно.$$

Дополнительный объем торфов, удаляемый при разносе бортов разреза

$$V_Д = 0{,}5 * H * L(ctga - ctg45^{\circ}),$$

где L – длина полигона, м.

**ПРИМЕР**

Определить параметры технологической схемы для россыпи: ширина В = 100 м, мощность торфов Нт = 6 м, угол наклона подотвальной площади b = 5$^o$, угол естественного откоса be = 35$^o$, коэффициент разрыхления Кр = 1,3.

**Решение**

Принимаем бульдозер Д-575. Оптимальный угол подъема по отвалу для данного бульдозера равен 12 $^o$.

1. Наклонная длина участка отвала

$$B_H = 1/\sin 12 \cdot \sqrt{2(100+6)6 \cdot 1{,}3/(ctg12 + ctg(35+5)} = 80{,}5м.$$

2. Длина нижнего основания отвала

$$B_{HO} = \sqrt{2(100+6)6 \cdot 1{,}3(tg(12+5) + tg(35+5)/(tg35+5) \cdot tg(12-5)} = 124м.$$

3. Высота отвала

$$H_O = 2(100+6)1{,}3/124 = 13{,}3.$$

4. Дополнительный объем торфов за счет разноса борта на 100 м длины полигона

$$V_Д = 0.5 * 6 * 6 * 100(4.705 - 1) = 6669м^3.$$

5. Среднее расстояние перемещения торфов на отвал

$$L = 0.6 * 100 + 6/(2 * 0.208) + 0.7 * 80.5 + 3.8(6 + 13.3) = 204м.$$

Для определения параметров схем и технико-экономических показателей работы предприятия составлены на ЭВМ программы «ВР-1» и «ВР-2».

Программы обобщают описанные в предыдущих разделах методики определения параметров технологических схем и учитывают затраты на горно-подготовительные, добычные и вскрышные работы.

Программа «ВР-1» позволяет определить контуры месторождения, параметры технологических схем при размещении отвалов на один борт с учетом углов поперечных уклонов земной поверхности.

Расчеты позволяют определять себестоимость 1 г металла, затраты на разработку месторождения, предполагаемую прибыль от реализации товарной продукции.

На предприятиях геологоразведочные данные представляются блоками по буровым линиям, поэтому исходная информация задается табл. 4.38, в которой учитываются мощности пласта и торфов, среднее содержание металла по скважинам, техническая характеристика вскрышного и добычного оборудования, предполагаемая цена металла.

В табл. 4.39 производится расчет запасов металла, объемы вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ, объемы от выполаживания бортов разреза при параллельной работе бульдозеров.

В табл. 4.40 рассчитываются параметры схем по приведенным выше формулам с учетом средних углов уклона под отвалами. Приводится трудоемкость по видам работ, производительность бульдозеров при разработке песков и вскрыше торфов.

В табл. 4.41 приводятся объемы горно-подготовительных работ по очистке полигона, осушению и водообеспечению промывочных установок, илоотстойника и других горно-технических сооружений.

Результирующей является табл. 4.42, в которой рассчитаны все затраты по видам работ, товарная продукция, налоги, валовая и чистая прибыль работы предприятия. Для определения контуров полигона по блокам определяется бортовое и минимально-промышленное содержание металла, а также себестоимость 1 г металла. Результаты расчетов для данной технологии разработки россыпей построены в графическом режиме (рис. 4.17–4.20).

Бульдозерно-скреперный способ разработки с параллельной схемой отвалообразования

Исходные данные

Оборудование: на промывке песков ПГШ-50, разработке песков Т-130, выемке торфов Т-180

| | | | |
|---|---|---|---|
| Длина блока, м | 650 | | |
| Для Т-130 q.м$^3$ = | 2 Ур.м/мин | 37 Vх.м/мин | 89 Смч.р = 180 |
| Для Т-180 q.м$^3$ = | 3,8 Ур.м/мин | 38 Vх.м/мин | 91 Смч.р = 400 |
| Рабочий угол подъема | 12° Поверхности | 5$^o$ | |
| Цена 1г золота, тыс.р. | 65 | | |

Таблица 4.38

Исходные данные по буровой линии

| Показатели | Номер скважины | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| Мощность торфов, м | 3,5 | 4 | 4,1 | 3,8 | 4 | 4,4 | 3,9 |
| Мощность пласта, м | 0,6 | 1,8 | 1,4 | 1 | 0,9 | 1,3 | 0,6 |
| Расстояние между скважинами | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Ширинагюссыпи, м | 20 | 40 | 60 | 80 | 100 | 120 | 140 |
| Содержание металла, г/м$^3$ | 2,39 | 1,3 | 1,6 | 2,4 | 1,6 | 1,8 | 1,4 |

Таблица 4.39

Расчет запасов и объем работ

Коэффициент извлечения 0,9 разубоживания 0,705

| Интервал между скважинами | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Ширина россыпи, м | 20 | 40 | 60 | 80 | 100 | 120 | 140 |
| Сечение торфов, м$^2$ | 89,13 | 171,07 | 246,63 | 325,62 | 414,35 | 492,14 | 566,08 |
| Объем вскрыши, м$^3$ | 57931,25 | 111196,6 | 160306,3 | 211653 | 269327,5 | 319892,39 | 367952 |
| Сечение добычного забоя, м$^2$ | 24 | 60 | 88 | 108 | 126 | 152 | 164 |
| Объем добычи, м | 15600 | 39000 | 57200 | 70200 | 81900 | 98800 | 106600 |
| Среднее содержание | 1,844982 | 1,517973 | 1,544082 | 1,702577 | 1,6879259 | 1,7070887 | 1,6846226 |
| Запасы металла, г | 18262 | 37563 | 56040 | 75836 | 87714 | 107015 | 113944 |

Таблица 4.40

Параметры схем и производительность бульдозеров

| Интервал между скважинами | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Вскрыша | | | | | | | |
| SIN угла | 0,2079117 | 0,2079117 | 0,2079117 | 0,2079117 | 0,2079117 | 0,2079117 | 0,2079117 |
| Коэффициент Ко | 5,8963837 | 5,8963837 | 5,8963837 | 5,8963837 | 5,8963837 | 5,8963837 | 5,8963837 |
| Ширина отвала, м | 29,57 | 40,96 | 49,18 | 56,51 | 63,75 | 69,48 | 74,51 |
| Высота отвала, м | 9 | 12 | 14 | 17 | 19 | 20 | 22 |
| Длина транспортировки, м | 84,46 | 116,60 | 140,55 | 165,29 | 189,27 | 209,79 | 228,11 |
| Производительность | 51,46 | 37,75 | 31,50 | 26,89 | 23,56 | 21,30 | 19,62 |
| Норма времени, ч | 1,943 | 2,649 | 3,175 | 3,718 | 4,245 | 4,696 | 5,098 |
| Добыча | | | | | | | |
| Длина транспортировки, м | 60,30 | 61,19 | 62,64 | 64,62 | 67,08 | 69,97 | 73,24 |
| Производительность | 36,38 | 35,89 | 35,10 | 34,09 | 32,91 | 31,62 | 30,28 |
| Норма времени, ч | 1,413 | 1,432 | 1,464 | 1,508 | 1,562 | 1,625 | 1,697 |
| ГПР | | | | | | | |
| Длина транспортировки, м | 40 | 40 | 40 | 40 | 40 | 40 | 40 |
| Производительность | 103 | 103 | 103 | 103 | 103 | 103 | 103 |
| Норма времени, ч | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 |

Таблица 4.41

Объем горно-подготовительных работ

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Очистка полигона, $м^3$ | 3510 | 6240 | 8866 | 11388 | 14040 | 16744 | 19214 |
| Подотвальная площадь, $м^2$ | 3347 | 4819 | 5954 | 6474 | 7371 | 8317 | 8697 |
| Осушение, $м^3$ | 34353 | 34353 | 34353 | 34353 | 34353 | 34353 | 34353 |
| Нагорная канава, $м^3$ | 8356 | 8356 | 8356 | 8356 | 8356 | 8356 | 8356 |
| Водозаводная канава | 15999 | 15999 | 15999 | 15999 | 15999 | 15999 | 15999 |
| Плотина (150 м), $м^3$ | 8388 | 8388 | 8388 | 8388 | 8388 | 8388 | 8388 |

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Насыпь под промприбор | 4822 | 4822 | 4822 | 4822 | 4822 | 4822 | 4822 |
| Илоотстойник, м$^3$ | 5600 | 5600 | 5600 | 5600 | 5600 | 5600 | 5600 |
| Объем ГПР, м$^3$ | 84375 | 88577 | 92338 | 95380 | 98929 | 102579 | 105429 |

Таблица 4.42

Экономические показатели

| Интервал между скважинами | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Запасы металла, г1 | 18262 | 37563 | 56040 | 75836 | 87714 | 107015 | 113944 |
| Объем добычи, м$^3$ | 15600 | 39000 | 57200 | 70200 | 81900 | 98800 | 106600 |
| Объем вскрыши, м$^3$ | 57931,25 | 111196,6 | 160306,3 | 211653 | 269327,5 | 319892,39 | 367952 |
| Объем заоткости борта | 14731 | 19240 | 20214 | 17364 | 19240 | 23280 | 18290 |
| Объем ГПР, м$^3$ | 84375 | 88577 | 92338 | 95380 | 98929 | 102579 | 105429 |
| Трудозатраты, ч: | | | | | | | |
| Добыча и промывка | 1780 | 4458 | 6557 | 8079 | 9469 | 11486 | 12469 |
| вскрыша | 1126 | 2946 | 5090 | 7869 | 11433 | 15022 | 18758 |
| ГПР | 816 | 857 | 893 | 922 | 957 | 992 | 1019 |
| Затраты, тыс. р. | | | | | | | |
| промывка песков | 62400 | 156000 | 228800 | 280800 | 327600 | 395200 | 426400 |
| разработка песков | 77173 | 195624 | 293322 | 370656 | 447993 | 562468 | 633630 |
| вскрыша торфов | 450300 | 1178239 | 2035889 | 3147915 | 4573181 | 6008539 | 7503277 |
| горно-подготовительные | 15435 | 39125 | 58664 | 74131 | 89599 | 112494 | 126726 |
| заоткоска бортов | 114504 | 203867 | 256718 | 258255 | 326695 | 437268 | 372970 |
| сооружения | 69786,5 | 175812 | 261061 | 325728 | 387796,5 | 478834 | 530015 |
| Всего затрат, тыс. р. | 789598,5 | 1948667 | 3134454 | 4457485 | 6152864,5 | 7994803 | 9593018 |
| Товарная продукция | 1187030 | 2441595 | 3642600 | 4929340 | 5701410 | 6955975 | 7406360 |
| Прибыль, тыс. р. | 397431,5 | 492928 | 508146 | 471855 | –451454,5 | –1038828 | –2186658 |
| Чистая прибыль, тыс. р. | 139101 | 172525 | 177851 | 165149 | –158009 | –363590 | –765330 |
| Себестоимость, тыс. р./ м$^3$ | | | | | | | |
| Разработка песков | 4,947 | 5,016 | 5,128 | 5,28 | 5,47 | 5,693 | 5,944 |
| Вскрышные работы | 7,773 | 10,596 | 12,7 | 14,873 | 16,98 | 18,783 | 20,392 |
| Себестоимость, тыс. р./г | 43,24 | 51,88 | 55,93 | 58,78 | 70,15 | 74,71 | 84,19 |

Примечание: цены 1994 г.

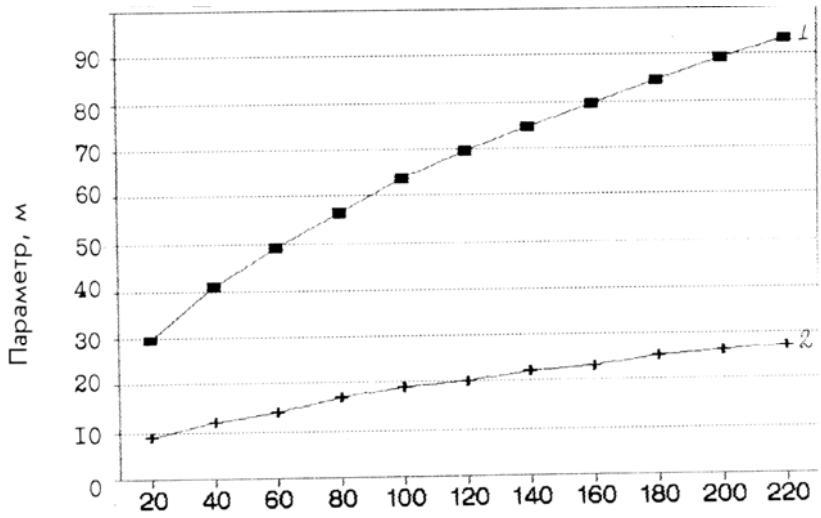



Рис. 4.17. Зависимость параметров отвала от ширины россыпи:
1 – наклонная длина отвала, 2 – высота отвала

На рис. 4.17 показано изменение параметров отвала (наклонной длины и высоты отвала) от ширины россыпи. Как видно из графиков, с увеличением ширины россыпи от 20 до 220 м наклонная длина отвала изменяется от 30 до 90 м, а высота от 9 до 28 м. Соответственно увеличивается длина транспортирования грунтов, снижается производительность бульдозеров и увеличивается себестоимость вскрышных работ. Увеличение затрат происходит также по причине непропорционального прироста объемов вскрышных работ по сравнению с запасами металла в продуктивном пласте песков (рис. 4.18).

Характер изменения затрат по видам работ (кроме вскрышных) приводится на рис. 4.19а, процентное соотношение затрат – на рис. 4.19б.

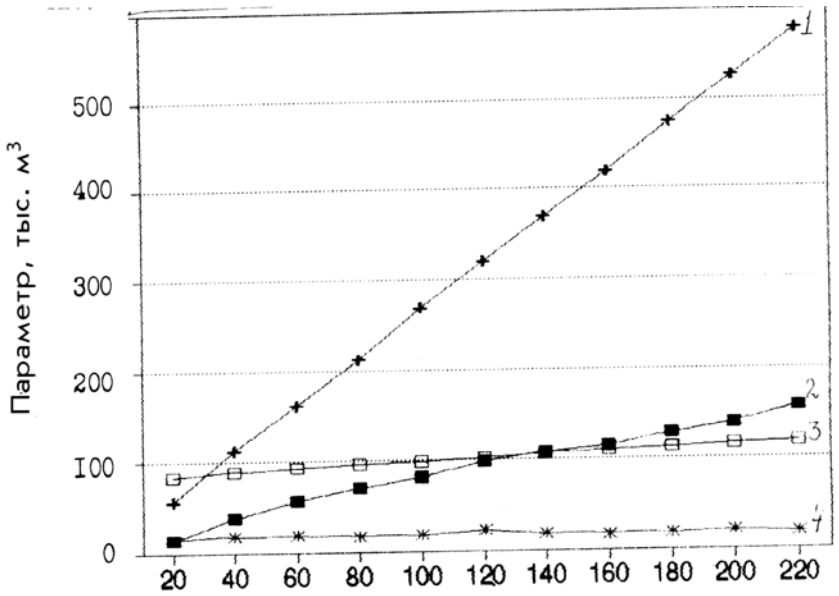
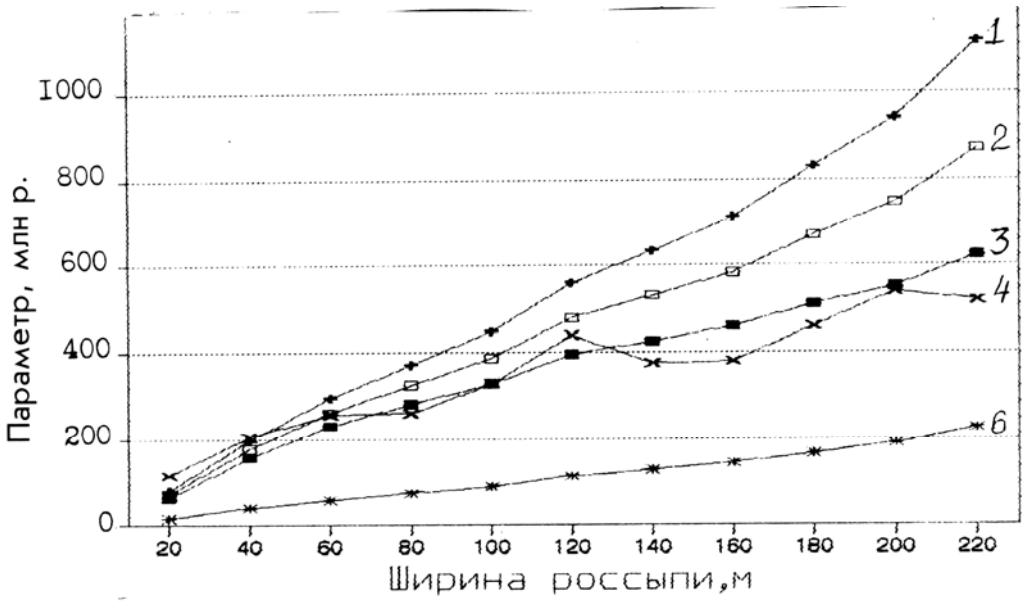
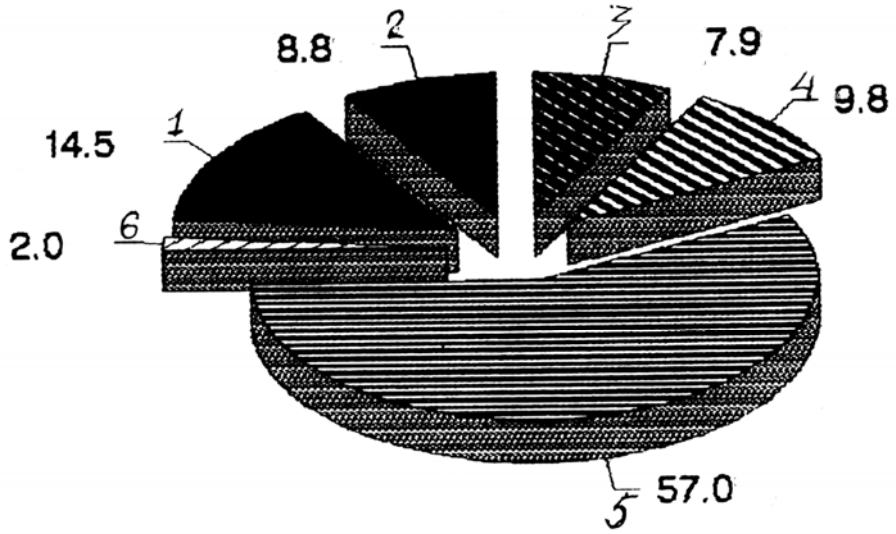



Рис. 4.18. Зависимость объемов горных работ от ширины россыпи:
1 – вскрышные работы, 2 – разработка песков,
3 – горно-подготовительные, 4 – заоткоска бортов разреза




а




б

Рис. 4.19. Характер изменения затрат:
а – зависимость затрат на разработку от ширины россыпи. Цены 1994 г.
б – процентное соотношение затрат:
1 – разработка россыпи, 2 – капитальные затраты, 3 – промывка песков,
4 – горно-подготовительные работы, 5 – вскрышные работы,
6 – заоткоска бортов разреза

Сопоставление общих затрат, товарной продукции и прибыли предприятия иллюстрируется рис. 4.20.

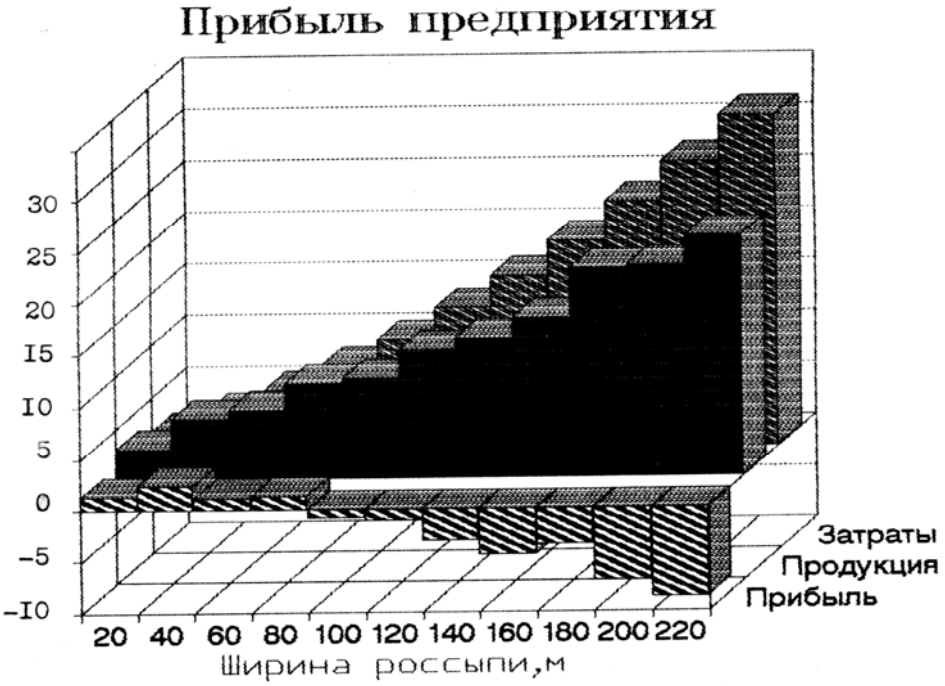



Рис. 4.20. Изменение затрат товарной продукции и прибыли от ширины россыпи, млрд р.

Примечание: цены 1994 г.

Общая тенденция к снижению прибыли с увеличением ширины россыпи объясняется опережающим ростом затрат на вскрышные работы по сравнению с реализуемой продукцией от прироста металла. Рентабельная работа на данном полигоне ограничивается контурами россыпи шириной 80 м.

Таким образом, предложенные расчетные методики позволяют применить многовариантный способ прогнозирования основных показателей на ЭВМ, анализировать изменяющиеся горно-геологические условия и экономические факторы, иллюстрировать результаты расчетов графиками.

Недостатком рассмотренной технологии является необходимость выемки больших объемов при выполаживании борта разреза. Особенно это ощутимо при большой мощности вскрышных пород. Данный недостаток может быть уменьшен, если применить технологию с веерным отвалообразованием и доставкой торфов на отвалы по выездным траншеям.

### *Оценка целесообразности разработки россыпи при веерной схеме вскрышных работ*

Схемы расположения отвалов по веерной схеме показаны на рис. 4.21 и 4.22.

Расстояние перемещения бульдозера определяется по формуле В. И. Емельянова[1] или по формулам ЕНВ:

$$Lb = \sqrt{(lb/3)^2 + (0.6*B)}^2 + 0.78Rt,$$

[1] Емельянов В. И. Указ. соч.

где lb – расстояние между выездами на отвал, м; Rt – радиус отвала торфов, м.

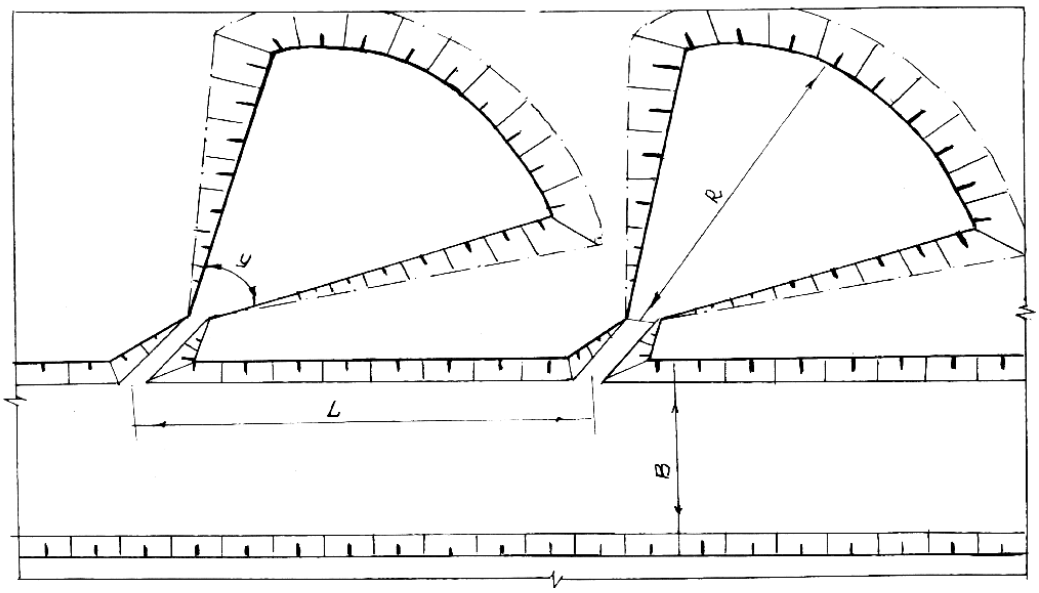



Рис. 4.21. Веерное расположение отвалов на борту разреза

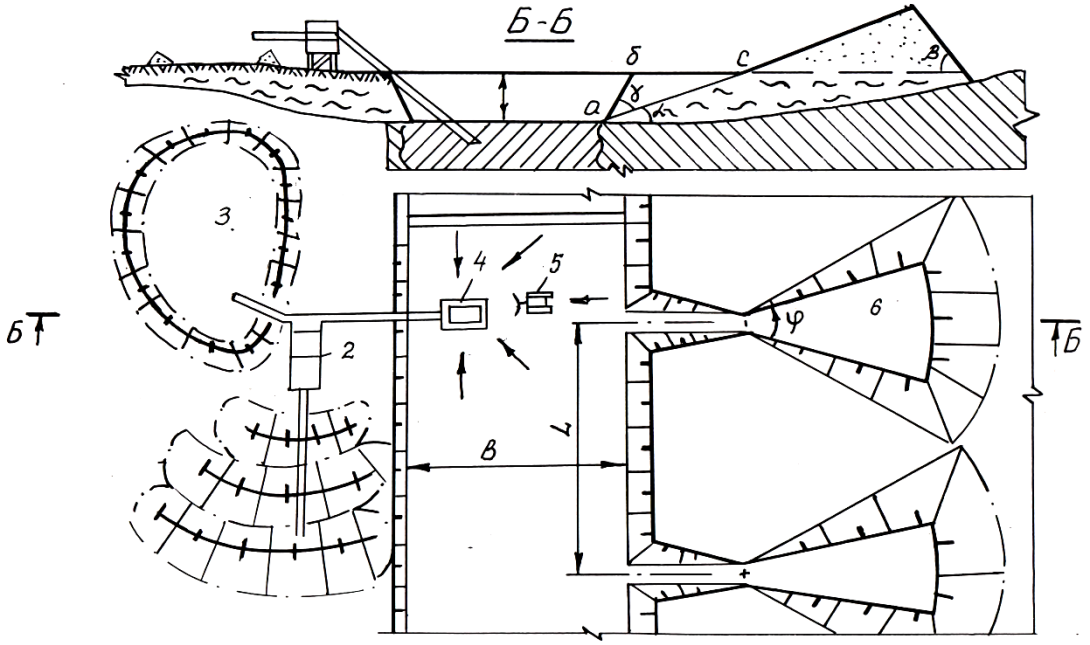



Рис. 4.22. Вскрышные и добычные работы при веерном отваообразовании
1 – конвейер или гидроэлеватор, подающий пески к промывочной установке,
2 – промывочная установка, 3 – эфельный отвал, 4 – зумпф,
5 – бульдозер, 6 – веерный отвал

В данной формуле отсутствует расстояние транспортирования по выездным траншеям, которое зависит от мощности торфов. С учетом данного замечания и формул, предлагаемых в ЕНВ, расстояние Lb запишется следующим образом:

$$Lb = 0.6\sqrt{(0.5*B)^2 + (0.5*lb)^2} + 0.5*H/\sin a + 0.6*Rt.$$

Длина отвала по основанию (радиус секторного отвала) определяется по формуле

$$R1 = 7_3\sqrt{\frac{Vcce * Kp}{j(2 - \sin a * \cos be/\sin(a + be)) * \sin a * \sin be/\sin(a + be)}},$$

где – Vсек – объем торфов, размещаемых в секторном отвале, м$^3$; j – угол разворота секторного отвала, $^o$.

Объем траншеи для выезда на отвал по формуле В.В. Ржевского[1].

$$V_{TP} = \frac{H_T}{i_T}\left(\frac{B_{TP}}{2} + \frac{H_T}{3*tga}\right),$$

где Втр – ширина траншеи по низу, м; іт – продольный уклон, промили; а – угол откоса бортов траншеи, $^o$.

Длина траншеи

$$Lmp = 1000*H/im.$$

**ПРИМЕР**

Определить параметры схемы для тех же условий, что и в предыдущем примере. Угол разворота отвала принять 70$^\circ$, расстояние между траншеями 100 м.

**Решение**

1. Радиус секторного отвала и

Расстояние перемещения торфов бульдозером

$$R1 = 7_3\sqrt{\frac{6*100(100+6)1.3}{70(2 - 0.207*0.819/0.731)0.207*0.573/0.731}} = 112\,м.$$

$$Lb = \sqrt{(100/3)^2 + (0.6*100)^2} + 0.78*110 = 154.4м.$$

2. Объем траншеи

$$V_T = 6*6/0{,}212(5/2 + 6/3*1) = 784м^3$$

3. Длина траншеи

$$L_T = 1000*6/0{,}212 = 28{,}3м.$$

В рассмотренных выше формулах не учитывается рельеф земной поверхности, на которую выкладываются отвалы. На рис. 4.23 приводится схема с выкладкой пустых пород на наклонную поверхность. Угол подотвальной площади оказывает существенное влияние на параметры отвалов и производительность бульдозеров.

[1] Ржевский В. В. Указ. соч.

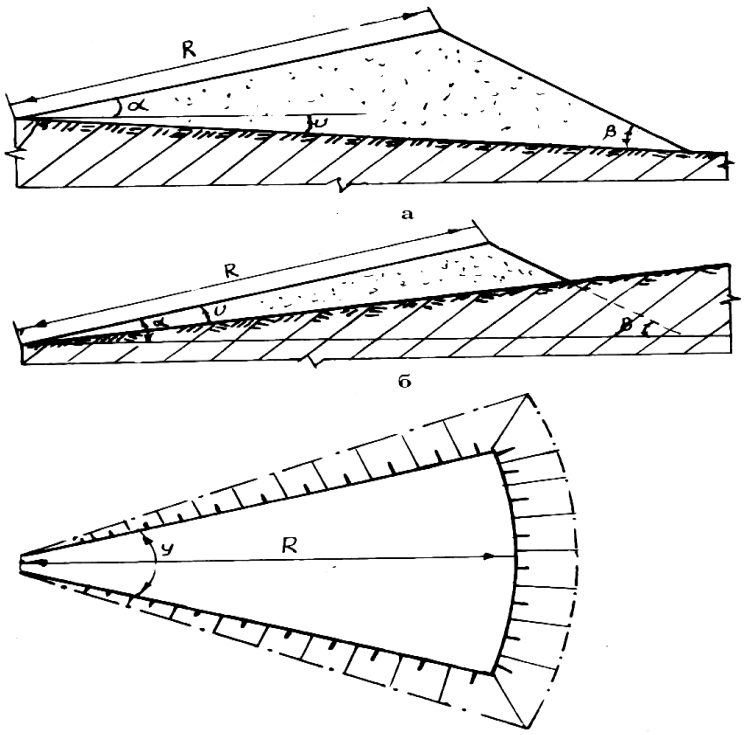



Рис. 4.23. Определение параметров отвала, размещенных на поверхности:
а – под уклон; б – на подьем

Объем отвала определяется по формуле:

$$V_O = \frac{1}{3}\frac{n*R^2*H*y}{360},$$

где Vo – объем секторного отвала, м$^3$; Rc – средний радиус сектора, м; H – высота отвала, м; y – угол разворота сектора, $^o$.

Средний радиус сектора, как видно из схемы, определяется по формуле

$$Rc = R(1+0.5\cdot\sin a\cdot ctg\ b),$$

где R – радиус сектора по верху отвала, м; a – рабочий угол подъема по отвалу, $^o$; b – угол естественного откоса отвала, $^o$;

Высота отвала H для схемы определяется по формуле

$$H = R(\sin a+\cos a\cdot tg\ u),$$

для схемы H определяется по формуле

$$H = R(\sin a-\cos a\cdot tg\ u),$$

где u – угол наклона подотвальной площади, $^o$.

Подставив значения объема отвала, среднего радиуса отвала, высоты отвала, получим формулу сектора отвала по верху для определения расстояния транспортирования торфов бульдозером[1].

[1] Костромитинов К. Н. Оценка целесообразности разработки россыпных месторождений : учеб. пособие. Иркутск : Изд-во ИГЭА, 1997. 80 с.

$$R = \sqrt[3]{\frac{\frac{3*360*S*L*Kp}{2}}{n*y(1+0{,}5*\sin a*ctgb)(\sin a+\cos a*tgu)}}.$$

**ПРИМЕР**

Ширина россыпи 100 м, мощность торфов 6 м, длина блока 100 м, угол разворота 70°, рабочий угол подъема отвала а = 12 °, коэффициент разрыхления Кр = 1,3, нерабочий угол откоса отвала b = 35, угол уклона бортов разреза u = 5.

**Решение**

Определяем радиус R при расположении отвала под уклон (рис. 4.8а)

$$R = \sqrt[3]{\frac{\frac{3*360*6*(100+6)*100*1.3}{2}}{3.14*70*(1+0{,}5*0.2079*1.428)*(0.2079+0.978*0.0874)}} = 101 м$$

Определяем радиус R при расположении отвала на земную поверхность, имеющую подъем (рис. 4.8б)

$$R = \sqrt[3]{\frac{\frac{3*360*6(100+6)100*1.3}{2}}{3.14*70(1+0{,}5*0.2079*1.428)(0.2079-0.978*0.0874)}} = 136 м$$

Определяем радиус R для горизонтальной подотвальной площади

$$R = \sqrt[3]{\frac{\frac{3*360*6(100+6)100*1.3}{2}}{3.14*70(1+0{,}5*0.2079*1.428)0.2079}} = 114.$$

Сравнение результатов расчета по приведенной формуле и формуле, рассмотренной выше, дает отклонение 2 м. Таким образом, предположенная методика приемлема и расширяет диапазон применения для условий гористой местности.

Для расчетов параметров схем и основных технико-экономических показателей разработана программа «БВР», которая аналогична программе «ВР-1», но описывает технологию с веерным отвалообразованием и выездными траншеями.

Исходные данные, расчет запасов металла, объем добычных, вскрышных и горно-подготовительных работ приводятся в табл. 4.43–4.44.

В отличие от предыдущей экономико-математической модели при вводе данных необходимо указать расстояние между выездными траншеями и угол раствора векторного отвала. Влияние угла раствора сектора на параметры отвала (радиус сектора и высота отвала) для углов 60° и 150° иллюстрируется графиками на рис. 4.24.

Бульдозерно-скреперный способ разработки с веерной схемой отвалообразования

Исходные данные

Оборудование: на промывке песков ПГШ-50, на разработке песков и выемке торфов ДЭТ-250

Длина блока, м на добыче – 650 м

Расстояние между траншеями – 100 м

ДЭТ $q^3 = 3,8$

Рабочая скорость – 91 м/мин

С.машино-ч. – 400 усл. ед.

Цена 1 г золота – 65 усл. ед.

Рабочий угол подъема – 12°

Угол разворота сектора отвала – 150°

Таблица 4.43

Исходные данные по буровой линии 2

| Показатели | Номер скважины | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| Мощность торфов, м | 6,2 | 5,6 | 4,8 | 5,5 | 5,3 | 5,7 | 6,2 |
| Мощность пласта, м | 0,6 | 1,8 | 1,4 | 1 | 0,8 | 1,3 | 0,6 |
| Расстояние между скважинами, м | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Ширина россыпи, м | 20 | 40 | 60 | 80 | 100 | 120 | 140 |
| Содержание металла, г/м$^3$ | 2,5 | 2,13 | 1,05 | 3,61 | 1,08 | 3,82 | 3,52 |

Таблица 4.44

Расчет запасов

Коэффициент извлечения 0,9 разубоживания 705

| Интервал между скважинами | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Ширина россыпи, м | 20 | 40 | 60 | 80 | 100 | 120 | 140 |
| Сечение торфов, м | 153 | 265 | 361 | 471 | 577 | 691 | 815 |
| Объем вскрыши, м$^3$ | 99450 | 172250 | 234650 | 306150 | 375050 | 449150 | 529750 |
| Сечение добычного забоя, м$^2$ | 24 | 60 | 88 | 108 | 124 | 150 | 162 |
| Объем добычи, м$^3$ | 15600 | 39000 | 57200 | 70200 | 80600 | 97500 | 105300 |
| Запасы металла, г | 22914,33 | 54539,08 | 66664,38 | 96441,46 | 103568,17 | 144530,22 | 161951,05 |

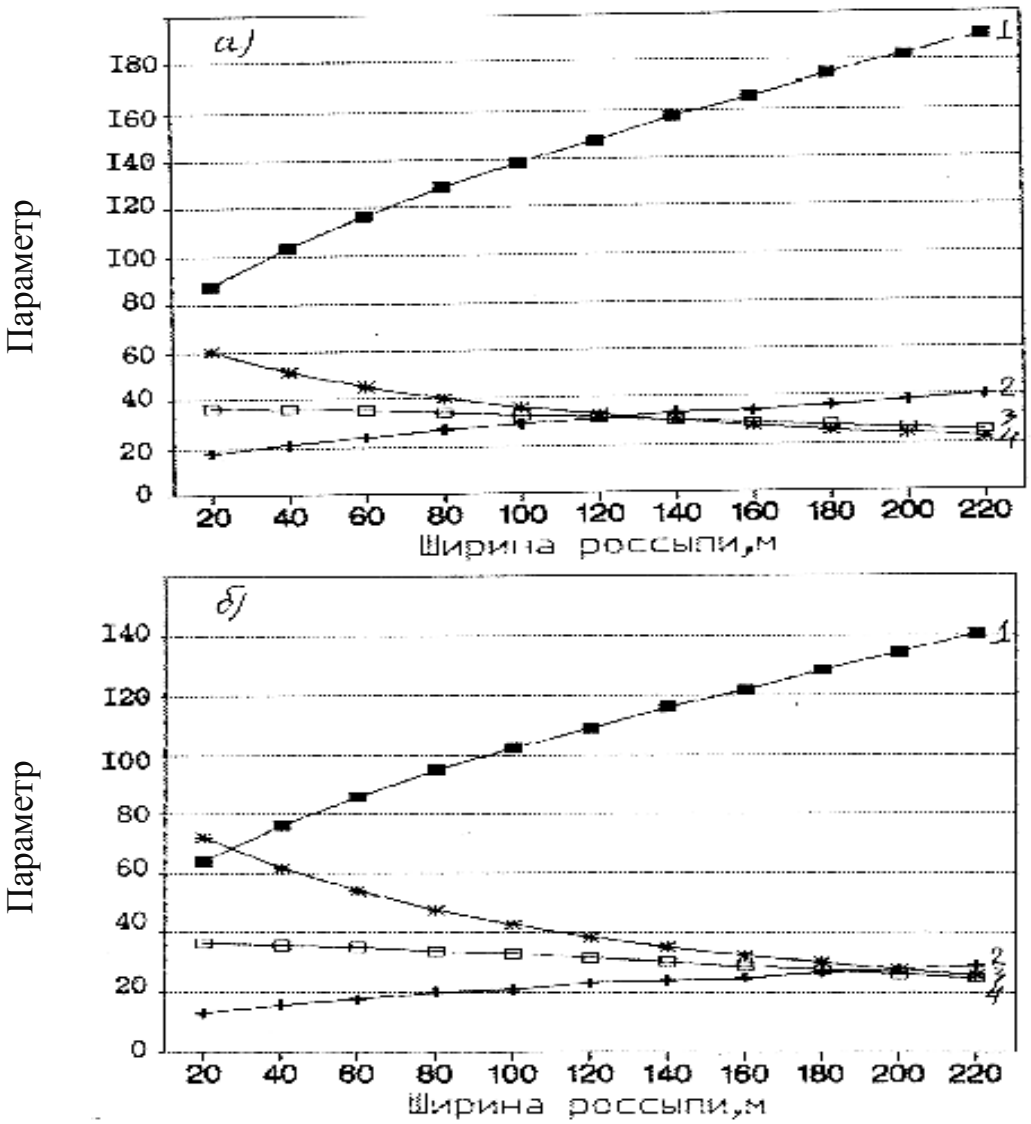
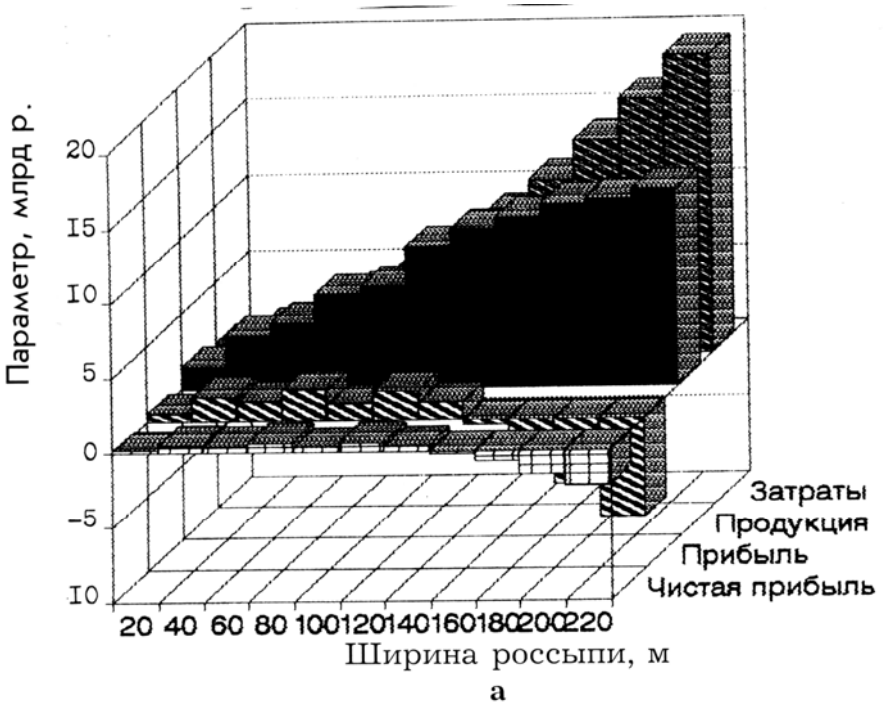
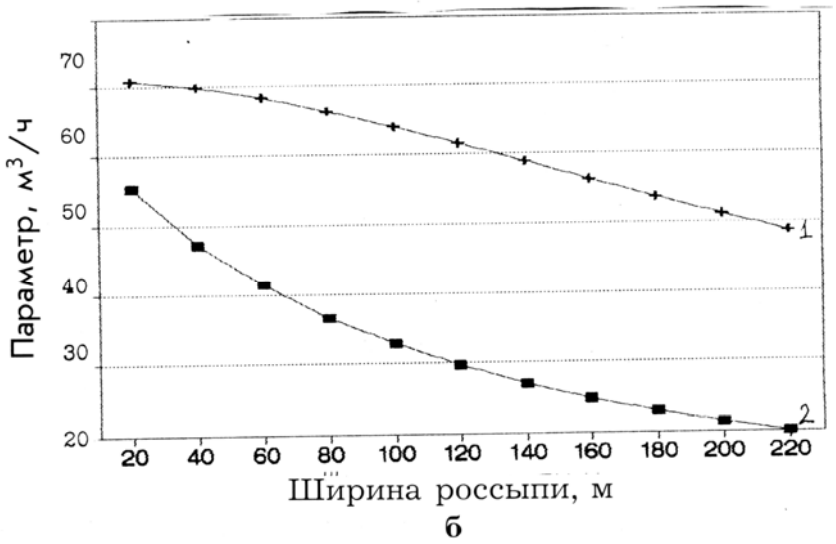



Рис. 4.24. Параметры веерного отвала (м) и производительность бульдозеров ($м^3/ч$) от ширины россыпи:
а) при угле раствора сектора 60 °;
б) то же при 150 °; I – длина отвала, м; 2 – высота отвала, м; 3 – производительность бульдозера на вскрыше, $м^3/ч$; 4 – то же на разработке песков, $м^3/ч$

Расчетные параметры схемы и нормы времени на разработку 100 м$^3$ горных пород приводятся в табл. 4.45. Результирующие технико-экономические показатели даны в табл. 4.46 Так как в табл. 4.46 ширина ограничена до 140 м, а фактическая ширина равна 220 м, то зависимости показаны на графиках рис. 4.25–4.26.




а




б

Рис. 4.25. Зависимость от ширины россыпи:
а – затраты, обьем товарной продукции, прибыль;
б – производительность бульдозеров:
1 – добычной бульдозер; 2 – вскрышной бульдозер

На рис. 4.25а приводятся зависимости затрат товарной продукции, валовой и чистой прибыли предприятия от ширины разрабатываемой россыпи. Из графиков видно, что наибольшую прибыль предприятие имеет при ширине рос-

сыпи 80 м, а его рентабельная работа ограничивается 160 м. Это объясняется увеличением объемов вскрышных работ и снижением производительности бульдозеров. Изменение производительности вскрышных и добычных бульдозеров от ширины россыпи, рассчитанной по вышеприведенным формулам, показано на рис. 4.25б.

Анализ изменения тех же показателей при постоянной ширине россыпи (100 м), но изменяющейся мощности вскрышных пород показан на рис. 4.26а.

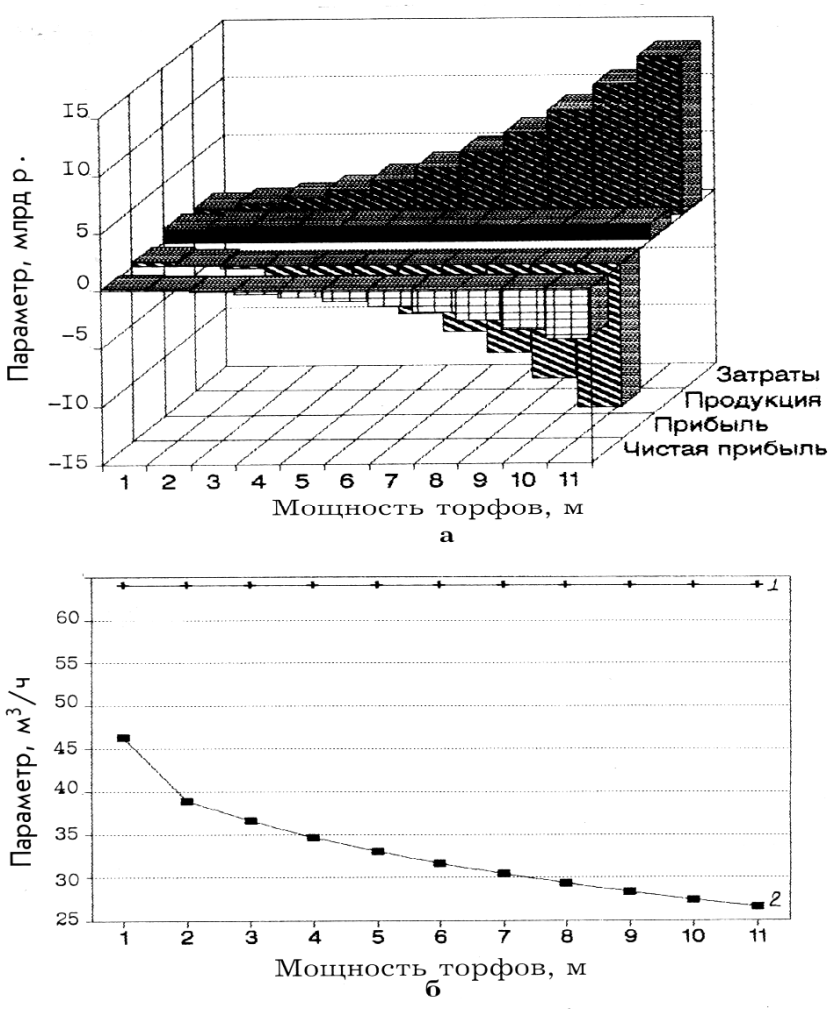



Рис. 4.26. Зависимость от мощности торфов:
а – затраты, объем товарной продукции, прибыль;
б – производительность бульдозеров:
1 – добычной бульдозер, 2 – вскрышной бульдозер

Из рис. 4.26а видно, что с увеличением мощности торфов валовая и чистая прибыль уменьшается, рентабельная работа предприятия ограничивается средней мощностью торфов 4 м. Большая мощность вскрышных пород приводит к снижению производительности бульдозера в 2 раза рис. 4.26б (кривая 2).

Таким образом, предложенные модели для бульдозерно-скреперного способа разработки россыпей позволяют улучшить качество проектирования для отработки новых месторождений и произвести анализ основных факторов, влияющих на технико-экономические показатели на действующих предприятиях.

Таблица 4.45

Показатели использования бульдозеров

| Интервал между скважинами | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Вскрыша | | | | | | | |
| SIN угла(а) | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 |
| Коэффициент Ко | 1,32 | 1,32 | 1,32 | 1,32 | 1,32 | 1,32 | 1,32 |
| Коэффициент К1 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 | 0,21 |
| Под корнем/1000 | 164,53 | 284,97 | 388,20 | 506,49 | 620,48 | 743,07 | 876,42 |
| Наклонная длина отвала | 54,80 | 65,81 | 72,95 | 79,71 | 85,29 | 90,58 | 95,70 |
| Высота отвала, м | 16,02 | 19,24 | 21,33 | 23,31 | 24,94 | 26,48 | 27,98 |
| Путь трансформирования, м | 78,17 | 92,40 | 105,96 | 120,61 | 135,17 | 149,99 | 165,02 |
| Производительность, $м^3$/ч | 55,40 | 47,22 | 41,40 | 36,53 | 32,71 | 29,56 | 26,94 |
| Норма времени, ч | 1,805 | 2,118 | 2,415 | 2,737 | 3,057 | 3,382 | 3,712 |
| Добыча | | | | | | | |
| Длина транспортировки, м | 60,30 | 61,19 | 62,64 | 64,62 | 67,08 | 69,97 | 73,24 |
| Производительность, $м^3$/ч | 70,79 | 69,83 | 68,30 | 66,33 | 64,04 | 61,54 | 58,93 |
| Норма времени, ч | 1,413 | 1,432 | 1,464 | 1,508 | 1,562 | 1,625 | 1,697 |
| ГПР | | | | | | | |
| Длина транспортировки, м | 40 | 40 | 40 | 40 | 40 | 40 | 40 |
| Производительность, $м^3$/ч | 103 | 103 | 103 | 103 | 103 | 103 | 103 |
| Норма времени, ч | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 | 0,967 |

Таблица 4.46

Экономические показатели

| Интервал между скважинами | 1–2 | 2–3 | 3–4 | 4–5 | 5–6 | 6–7 | 7–8 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Запасы металла, г | 22914 | 54539 | 66664 | 96441 | 103568 | 144530 | 161951 |
| Объем добычи, $м^3$ | 15600 | 39000 | 57200 | 70200 | 80600 | 97500 | 105300 |
| Объем вскрыши, $м^3$ | 99450 | 172250 | 234650 | 306150 | 375050 | 449150 | 529740 |
| Объем ГПР, $м^3$ | 86867 | 90517 | 93692 | 97830 | 101296 | 105144 | 109084 |
| Трудозатраты, ч | 4539 | 9091 | 13221 | 17512 | 21867 | 27653 | 33036 |
| Добыча и промывка | 1780 | 4458 | 6557 | 8079 | 9319 | 11334 | 12317 |
| Вскрыша | 1919 | 3758 | 5758 | 8487 | 11568 | 15302 | 19664 |
| Горно-подготовительные | 840 | 875 | 906 | 946 | 980 | 1017 | 1055 |
| Затраты, усл. ед. | | | | | | | |
| на промывку | 31200 | 78000 | 114400 | 140400 | 161200 | 195000 | 210600 |
| На разработку песков | 88140 | 223431 | 334963 | 423306 | 503428 | 633750 | 714671 |
| На вскрышу торфов | 718029 | 1459130 | 2267188 | 3353036 | 503428 | 633750 | 714671 |
| На ГПР | 17628 | 44686 | 66993 | 84661 | 100686 | 126750 | 142934 |
| Капитальные затраты | 59670 | 150716 | 224682 | 281853 | 332314 | 414375 | 462635,5 |
| Всего затрат | 914667 | 1955963 | 3008226 | 4282256 | 5683364 | 7446875 | 9397629 |
| Продукция | 1489410 | 3545035 | 4333160 | 6268665 | 6731920 | 9394450 | 10526815 |
| Прибыль | 574743 | 1589073 | 1324935 | 1986409 | 1986407 | 1947575 | 1129187 |
| Чистая прибыль | 201160 | 556175 | 463727 | 695243 | 366995 | 681651 | 395215 |
| Себестоимость добычи | 5,65 | 5,729 | 5,856 | 6,03 | 6,246 | 6,5 | 6,787 |
| Себестоимость вскрыши | 7,22 | 8,471 | 9,662 | 10,949 | 12,227 | 13,53 | 14,85 |
| Минимальное содержание, $г/м^3$ | 0,614 | 0,552 | 0,694 | 0,683 | 0,844 | 0,793 | 0,893 |
| Бортовое содержание, $г/м^3$ | 0,614 | 0,509 | 0,642 | 0,638 | 0,795 | 0,749 | 0,849 |

## 4.5. ЭКСКАВАТОРНЫЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

Разработку россыпей с использованием карьерных экскаваторов, мехлопат, одноковшовых погрузчиков и реже драглайнов с погрузкой песков в автомобильный или конвейерный транспорт применяют в том случае, если бульдозерно-скреперный способ не приемлем или не рационален. Это связано с ограничением расстояний перемещения грунта бульдозерами. Условия применения данного способа следующие: большая мощность продуктивного пласта (песков) – более 5 м, высокая категория горных пород и валунистость песков, наличие многолетней мерзлоты, требующая предварительного рыхления с применением буровзрывных работ, использование стационарных промывочных установок, удаленных от добычного забоя.

### *Добычные работы*

Параметры добычных работ зависят от горногеологических условий и применяемого оборудования.

Основными производственными процессами при разработке и промывке песков являются оттайка или рыхление песков, «кучкование» песков бульдозерами во временные отвалы (рис. 4.27), погрузка песков в автосамосвалы экскаваторами или одноковшовыми погрузчиками, транспортирование песков в автосамосвалах к промывочным установкам, расположенным на борту разреза или на специальной насыпи в выработанном пространстве, сооружение водохранилищ, илоотстойников, перемещение в отвал галечного и эфельного материалов от промывки песков.

Расчеты по рыхлению массива изложены в третьем разделе. Бульдозерные работы на «кучкование» песков рассчитываются по методике, описанной выше, с учетом среднего расстояния, принимаемого 30–50 м. Если пески мерзлые, то расстояние транспортирования песков определяется по методике, учитывающей необходимые объемы для их промывки по скорости оттайки мерзлых грунтов. Параметры временных отвалов песков опредляют ширину и высоту экскаваторного забоя (рис. 4.28).

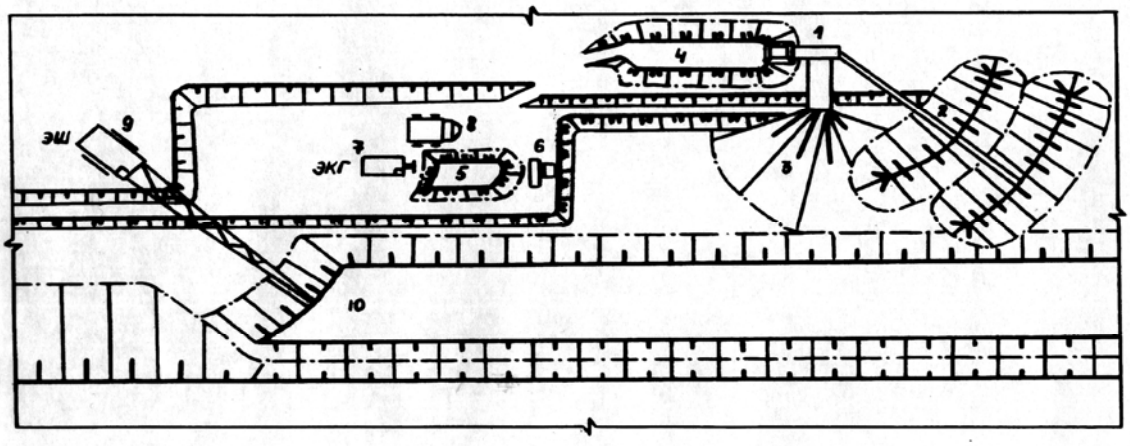



Рис. 4.27. Экскаваторный способ разработки с установкой промприбора на борту разреза:
1 – промприбор, 2 – галечный отвал, 3 – эфельный отвал, 4,5 – отвалы песков, 6 – бульдозер, 7– мехлопата, 8– автосамосвал, 9 – драглайн, 10 – отвал пустых пород

Если пласт песков имеет мощность в несколько метров (3 м и более), то его разрабатывают без «кучкования» и параметры забоя определяются по общепринятым методикам, т. е. ширина заходки принимается равной радиусу черпания на уровне стояния, а высота равной мощности пласта или высоте черпания экскаватора.

Выбор и расчет промывочных установок производятся аналогично вышеуказанной методике предыдущего раздела. Техническая характеристика мехлопат и драглайнов приводится в табл. 4.47.

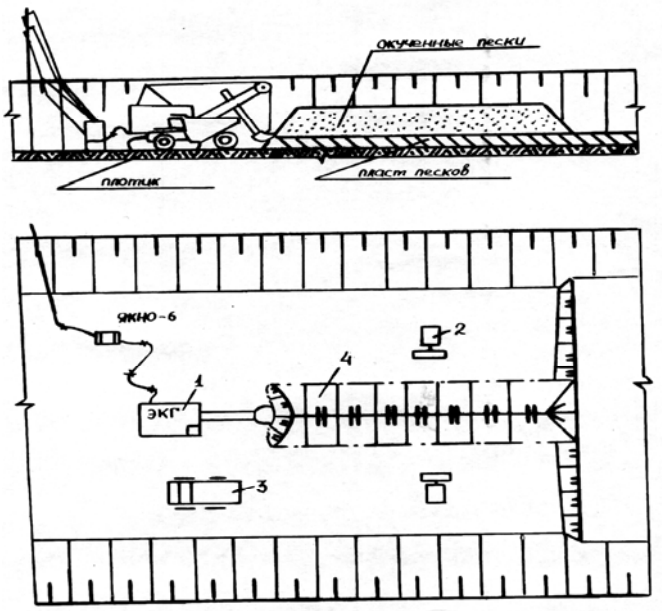



Рис. 4.28. Разработка добычного уступа с «кучкованием» песков бульдозером:
1 – экскаватор; 2 – бульдозер; 3 – автосамосвал; 4 – пески

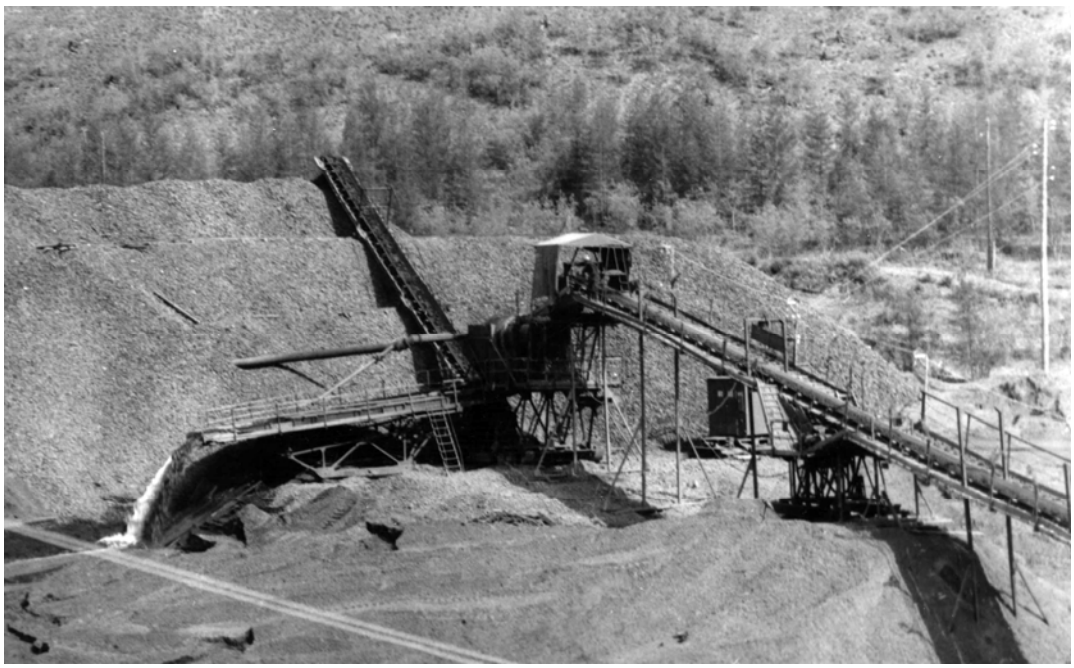


Рис. 4.29. Отвалообразование с наращиванием стакера промывочной установки

### *Вскрышные работы*

Трудоемкость вскрышных работ при большой мощности торфов может превышать добычные. Для удаления торфов во внешние или внутренние отвалы производятся следующие работы: рыхление торфов, экскавация и погрузка их в автосамосвалы, транспортирование пустых пород по карьеру, выездной траншеи и отвалу, размещение и выравнивание вывезенных пустых пород бульдозерами.

Рыхление торфов производят с применением буровзрывных работ, когда они представлены валунистым материалом, а также когда имеется сезонная или многолетняя мерзлота. Методика составления паспортов буровзрывных работ изложена выше.

Экскавация и погрузка вскрышных пород осуществляются одноковшовыми мехлопатами (рис. 4.30), драглайнами и одноковшовыми погрузчиками. Эксковаторы-мехлопаты за счет напорного механизма в большинстве случаев разбирают забой без буровзрывных работ.

Таблица 4.47

Технические параметры экскаваторов

| Показатели | Механические лопаты | | | | | | Драглайны | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | ЭКГ-3,2 | ЭКГ-5А | ЭКГ-8И | ЭКГ-6.3У/С | ЭКГ-10 | ЭКГ-20 | ЭШ-6/45 | ЭШ-8/60 | ЭШ-10/70 | ЭШ-20/55 | ЭШ-20/90 |
| Емкость ковша, м | 3,2 | 5,0 | 8-10 | 6,3 | 10 | 20 | 6,3 | 8 | 10 | 20 | 20 |
| Радиус черпания на уровне стояния, м | – | 11,2 | 10,3 | 17,1 | – | – | – | – | – | – | – |
| Наибольший радиус черпания, м | 13,7 | 14,5 | 17,4 | 19,8 | 18,4 | 21,6 | 43,5 | 57 | 66,5 | 54 | 83 |
| Наибольший радиус разгрузки, м | 11,7 | 12,7 | 15,5 | 17,9 | 16,2 | 31,5 | 43,5 | 57 | 66,5 | 54 | 83 |
| Наибольшая высота глубины черпания | 10,3 | 10,3 | 12,5 | 17,1 | 13,5 | 17,9 | 22 | 35 | 35 | 27,5 | 42,5 |
| Наибольшая высота разгрузки, м | 6,1 | 7,5 | 8,2 | – | – | 11,6 | 19,5 | 21 | 27,5 | 19 | 38,5 |
| Вес экскаватора, т | 121 | 197 | 330 | 380 | 390 | 930 | 660 | 1150 | 1460 | 2200 | 2500 |
| Продолжительность цикла, с | 22,4 | 23 | 26 | 28 | 26 | 28 | 54 | 54 | 63 | 65 | 60 |
| Мощность сетевого двигателя, кВт | 185 | 250 | 330 | 630 | 630 | 2500 | 1250 | 1150 | 2350 | 2350 | 14000 |
| Цена, тыс. р. | 200 | 200 | 330 | 400 | 680 | 900 | 780 | 600 | 1600 | 3500 | 16000 |

Примечание: стоимость в ценах 1990 г.

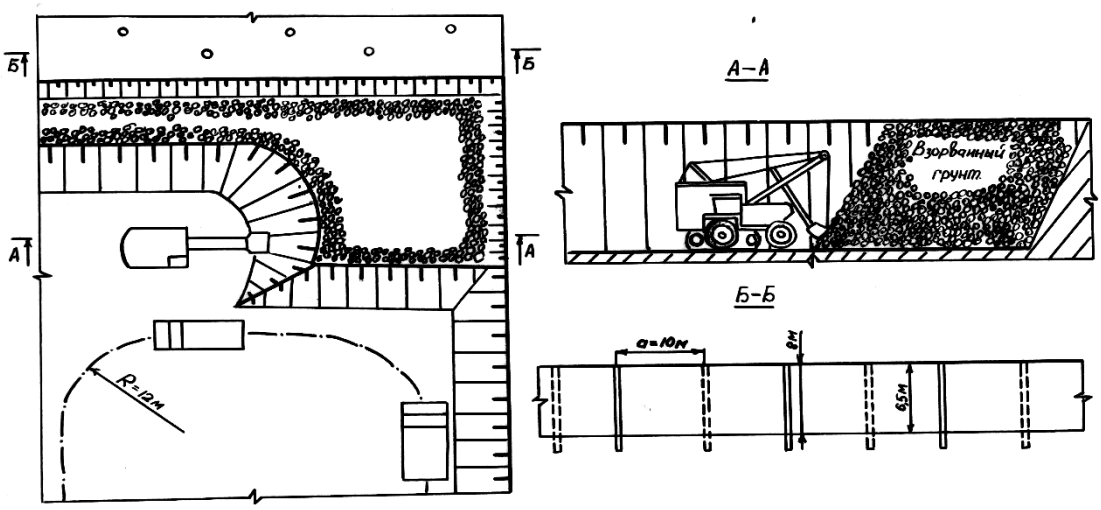



Рис. 4.30. Разработка вскрышного уступа экскаватором-мехлопатой

Драглайны имеют меньшие усилия копания, но за счет большей длины стрелы перемещают вскрышные породы в отвалы без применения автосамосвалов, что позволяет сократить затраты в 2–3 раза. Погрузка пород в автотранспорт драглайнами применяется редко, для этого используют обычно экскаваторы с небольшой емкостью ковша. Эффективность применения драглайнов повышается, когда объемы вскрышных работ на предприятии составляет более млн м$^3$ за сезон. Расчет параметров технологических схем с применением драглайнов на россыпях подробно изложен в работе[1].

В случае, когда снабжение электроэнергией экскаваторов затруднено и разрабатываемые участки удалены один от другого, применяют одноковшовые погрузчики (табл. 4.48)

Таблица 4.48

Характеристика одноковшовых погрузчиков

| Показатели | Модели | | |
|---|---|---|---|
| | ТО-10 | ТО-11 | ТО-21-1 |
| Базовый трактор | Т-130 | К-702 | ПК-15 |
| Емкость ковша, м$^3$ | 2,0 | 2,0 | 9,3 |
| Максимальная высота разгрузки, м | 3,2 | 3,2 | 4,2 |
| Техническая производительность, м$^3$/ч | 145–160 | 150 | – |
| Время цикла, с | 55–60 | 55 | 46 |
| Стоимость машино-ч, р. (цены до 1990 г.) | 40 | 40 | – |

Одноковшовые погрузчики в определенных условиях работают более эффективно, чем экскаваторы благодаря их высокой мобильности, использования дизельного топлива, возможности доставки грунта на небольшие расстояния в ковше (табл. 4.49).

[1] Костромитинов К. Н. Технико-экономические расчеты при выборе технологии разработки россыпей. Иркутск : Изд-во Иркут. ун-та, 1992. 173 с.

Таблица 4.49

Техническая характеристика автосамосвалов

| Показатель | Автосамосвалы | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ЗИЛ-555 | МАЗ-506 | КраЗ-256 | КамАЗ-5510 | КамАЗ-5511 | БелАЗ-540 |
| Грузоподъемность, т | 4,5 | 7,0 | 11 | 9 | 11 | 27 |
| Емкость кузова, м | 3,0 | 3,8 | 6 | – | – | 15,3 |
| Наибольшая скорость движения с полной нагрузкой, км/ч | 80 | 75 | 65 | 80 | 80 | 55 |
| Средние скорости движения, км/ч при расстоянии откатки, км: | | | | | | |
| 0,5 | 12,7 | 11,8 | 10,3 | 12,7 | 15 | 12,1 |
| 1,0 | 16,8 | 16,0 | 14,0 | 16,8 | 17,0 | 15,5 |
| 1,5 | 20 | 19 | 17 | 20 | 22,8 | 17,8 |
| 2,0 | 22,7 | 21,8 | 19,4 | 22,7 | 24,0 | 19,4 |
| 2,5 | 25 | 28,7 | 21 | 25 | 25,1 | 20,7 |
| 3,0 | 26,5 | 25 | 22 | 26,5 | 26 | 21,9 |
| 4,0 и выше | 28 | 27 | 23 | 28 | 27 | 23 |
| Расход горючего за 1 машино-ч, кг на 1000 км пробега, кг | – 260 | – 240 | – 380 | – 250 | – 260 | 13,34 1000 |
| Стоимость машино-ч эксплуатации, р. | – | – | – | – | – | 13,80 |
| Капитальные затраты на приобретение, тыс. р. | – | – | 18 | – | – | 27,8 |

Примечание: затраты приводятся в ценах 1990 г.

**ПРИМЕР**

Расчеты экскаваторного способа разработки россыпи для мощности торфов от 5 до 15 м.

Исходные данные.

Оборудование на промывке песков ПКБШ-100; разработка песков ЭКГ-5; применяемое оборудование на вскрыше: ЭКГ-5; БелАЗ-540; ДдН; скорость ухода забоя, м/год – 1800; часовая производительность промприбора, 100 $м^3$; угол рабочего подъема, для бульдозера 15°; цена 1 г золота – 11 дол.; стоимость машино-ч, экскаватора, 25 дол., самосвала 15 дол; бульдозера – 11 дол; емкость ковша экскаватора 5 $м^3$, самосвала 15,3 $м^3$; коэффициент экскавации ЭКГ-5 – 0,768, самосвала 0,766; откатка по вскрыше – 0,6 км, по пескам 0,5 км; скорость самосвала – 11 км/ч, на подъем 10, км/ч; цена оборудования, ПКБШ-100 – 30 тыс. дол., ДдН – 8 тыс. дол.

ЭКГ-5 25 тыс. дол. БелАЗ-540 15 тыс. дол.




Рис. 4.31. Одноковшовый погрузчик в забое



Рис. 4.32. Одноковшовый погрузчик ликвидирует валун из забоя

### *Расчет норм выработки на экскаваторные работы и транспорт*

Норма выработки экскаватора (одноковшового погрузчика) на погрузку горной массы в автосамосвалы определяется по ЕНВ

$$H_{ВЫР} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{РП} - T_{ЛН}}{T_{ПА} + T_{В}} Qk * n,$$

где Тсм, Тпз, Трп, Тлн – продолжительность смены, время на подготовительно-заключительные операции, перерывы, на личные надобности, мин. На восьмичасовую смену принимается Тпз = 50 мин, Трп = 10 мин, Тлп = 10 мин;
Qk – объем горной массы за один цикл экскавации, м$^3$;

n – число ковшей, погружаемых в автосамосвал;

$$Qк = Ек \cdot Кэ,$$

где Ек – геометрическая емкость ковша;

Кэ – коэффициент экскавации, принимается в зависимости от категории грунта:

Объем горной массы в кузове автосамосвала, *Qa* определяется по формуле:

$$Qa = Ea \cdot Ka,$$

где *Ea* – геометрическая емкость ковша, м$^3$ (табл. 4.48);

*Ka* – коэффициент, учитывающий объем грунта в кузове автосамосвала;

Время погрузки автосамосвала6:

$$Tпa = n / nц,$$

Тпа – время погрузки автосамосвала, мин.;

nц – число циклов, в мин;

Тв – норматив времени на вспомогательные операции, мин;

Коэффициенты Кэ и Ка ы завыисимости от категории грунта определяются:

I – Кэ = 0,925 Ка = 0,866
II – Кэ = 0,876 Ка = 0,833
III – Кэ = 0,768 Ка = 0,766
IV – Кэ = 0,715 Ка = 0,750
V – Кэ = 0,592 Ка = 0,730
мерзлые взорванные породы Кэ = 0,63 Ка = 0,730.

Число циклов в минуту при экскавации и погрузке грунта в автосамосвал и время на вспомогательные операции, согласно ЕНВ, представлены в табл. 4.50.

Таблица 4.50

Число циклов в минуту при экскавации

| Категория горных пород | Число циклов в минуту (nц) для экскаваторов | | | Время на вспомогательные операции (Тв) для автосамосвалов | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Э-2505 | ЭКГ-5 | ЭКГ-8 | КрАЗ-256 | Татра-148 | БелАЗ-540 |
| I | 2,34 | 2,24 | 2,28 | 0,481 | 0,502 | 0,679 |
| II | 2,22 | 2,16 | 2,24 | 0,489 | 0,512 | 0,704 |
| III | 2,03 | 1,91 | 2,15 | 0,496 | 0,521 | 0,724 |
| IV | 1,90 | 1,74 | 1,96 | 0,502 | 0,527 | 0,734 |
| V | 1,78 | 1,60 | 1,78 | 0,507 | 0,532 | 0,739 |
| Мерзлые взорванные | 1,82 | 1,72 | 1,85 | 0,534 | 0,560 | 0,774 |

**ПРИМЕР**

Определить норму выработки на восьмичасовую смену для экскаватора ЭКГ-5 с емкостью ковша 4 м$^3$ при погрузке пород III категории в автосамосвал БелАЗ-540.

**Решение**

Подставляем необходимые значения из табл. 4.47, 4.49, 4.50 и коэффициенты, учитывающие категорию грунта, определяем сменную производительность

$$H_{ВЫР} = \frac{(480 - 50 - 10 - 10)(4 * 0{,}768)(15{,}3 * 0{,}766 / (4 * 0{,}768))}{(15{,}3 * 0{,}766 / 4 * 0{,}768)1 / 1{,}94 + 0{,}734} = 1781\,м^3.$$

Норма выработки водителя автосамосвала на транспортирование горной массы рассчитывается по формуле:

$$H_{ВЫР} = \frac{T_{СМ} - T_{ПЗ} - T_{РП}}{T_{об}} Qa,$$

где Тпз и Тлн – время на выполнение подготовительно-заключительных работ и личные надобности, принимаемые по ЕНВ Тпз = 41 мин, Тлн = 10 мин; Тоб – время одного оборота (рейса) автосамосвала, мин:

$$Тоб = 2 \cdot L(60/Vc) + Тпог + Тр + Тож + Туп + Тур,$$

где L – расстояние откатки в один конец, км; Vc – средняя скорость движения автосамосвала, км/ч: принимается в зависимости от расстояния транспортирования – L. Для L = 0,5 км Vc = 14 км/ч, для L = 1,5 км Vc = 17 км/ч; для L = 2–2,5 км V = 20 км/ч; Тпог, Тр, Тож, Туп, Тур – время погрузки, разгрузки, ожидания, установки под погрузку и разгрузку автосамосвала, мин (табл. 4.51).

Время загрузки автосамосвала

$$Тпог = Qa/(Qk \cdot nц).$$

Таблица 4.51

Время на вспомогательные операции и регламентированные перерывы, мин

| Марка автосамосвала | Время на разгрузку, Тр | Время ожидания, Тож | Время на установку под | | Всего |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | погрузку, Туп | разгрузку, Тур | |
| КрАз-256 | 0,833 | 0,37 | 0,206 | 0,598 | 2,007 |
| Татра 148 | 0,849 | 0,39 | 0,213 | 0,701 | 2,153 |
| БелАз-540 | 1,322 | 0,60 | 0,343 | 0,990 | 3,255 |

**ПРИМЕР**

Определить норму выработки водителя автосамосвала КрАЗ-256 при транспортировании горной массы на 1,5 км. Экскаватор Э-2005, категория грунта – III.

**Решение**

Принимаем среднюю скорость Vc = 15 км/ч, определяем сменную норму выработки по вышеприведенной методике

$$H_{ВЫП} = \frac{(480 - 41 - 10)(6 * 0{,}766)}{2 * 1{,}5 * 60 / 15 + 0{,}768 / (2{,}5 * 0{,}768 * 2{,}03) + 2{,}007} = 129{,}8\,м^3.$$

### *Расчет технико-экономических показателей на ЭВМ*

Использование ЭВМ позволяет применять многовариантный метод сравнения, обосновывать целесообразные контуры разрезов, выбирать наиболее эффективное оборудование и технологические схемы, оптимизировать процессы.

Для решения технико-экономических задач данного раздела составлена программа «TRANS».

В программе выделено пять блоков: ввод исходных данных; расчет объемов работ и запасов металла; расчет показателей разработки и промывки песков; расчет вскрышных работ; определение экономических показателей (затраты, прибыль, товарная продукция, себестоимость металла).

В столбцах вводятся переменные по ширине россыпи, мощности торфов и пласта, среднее содержание металла и другие факторы, изменяющиеся в процессе эксплуатации месторождения.

Таблица 4.52

Расчет технических показателей

| Показатели | Варианты | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Мощность торфов, м | 5 | 7,5 | 10 | 12,5 | 15 |
| Мощность пласта, м | 1,2 | 1,1 | 1,4 | 1,5 | 1,8 |
| Ширина блока, м | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 |
| Содержание, г/м$^3$ | 0,667 | 0,667 | 0,667 | 0,667 | 0,667 |
| Извлечение | 0,965 | 0,965 | 0,965 | 0,965 | 0,965 |
| Разубоживание | 0,914 | 0,914 | 0,914 | 0,914 | 0,914 |
| Добыча, тыс. м$^3$ | 432 | 396 | 504 | 540 | 648 |
| Добыча металла, кг | 254 | 233 | 297 | 318 | 381 |
| Вскрыша, тыс. м$^3$ | 1867 | 2831 | 3830 | 4849 | 5902 |
| Объем ГПР, м$^3$ | 86 | 79 | 101 | 108 | 130 |
| Количество оборудования | | | | | |
| Промприборы | 1,6 | 1,5 | 1,9 | 2 | 2,4 |
| Бульдозеры | 0,9 | 0,8 | 1,1 | 1,1 | 1,4 |
| Экскаваторы | 0,6 | 0,6 | 0,7 | 0,8 | 0,9 |
| Автосамосвалы | 2,7 | 2,5 | 3,2 | 3,4 | 4,1 |
| Трудозатраты, машино-ч | | | | | |
| Бульдозер | 2469 | 2263 | 2880 | 3086 | 3703 |
| Экскаватор | 1658 | 1520 | 1935 | 2073 | 2488 |
| Самосвал | 7423 | 6804 | 8660 | 9278 | 11134 |

Таблица 4.53

Экономические показатели

| Показатели | Вариант | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Мощность торфов, м | 5 | 7,5 | 10 | 12,5 | 15 |
| Разработка торфов | | | | | |
| Норма выработки, м$^3$/смену: | | | | | |
| Бульдозер | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 | 1800 |
| Экскаватор | 2084 | 2084 | 2084 | 2084 | 2084 |
| Самосвал | 402,2 | 1005,6 | 1005,6 | 1005,6 | 1005,6 |

| Показатели | Вариант | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Затраты на добычные работы, усл. ед. | | | | | |
| Экскаватор | 41450 | 38000 | 48375 | 51825 | 62200 |
| Транспорт | 111345 | 102060 | 129900 | 139170 | 167010 |
| Бульдозера | 27159 | 24893 | 31680 | 33946 | 40733 |
| Промприборы | 864 | 792 | 1008 | 1080 | 1296 |
| Затраты на вскрышные работы, усл. ед.: | | | | | |
| Транспорт | 556755 | 337830 | 457035 | 578640 | 704295 |
| Экскавация | 179175 | 271700 | 367550 | 465350 | 566400 |
| Бульдозера | 68453 | 103807 | 140437 | 177793 | 216403 |
| ГПР | 10268 | 15571 | 21066 | 26669 | 32460 |
| Рекультивация | 6845 | 10381 | 14044 | 17779 | 21640 |
| Итого затрат, усл. ед. | 1002314 | 905034 | 1211095 | 1492252 | 1812437 |
| Продукция, усл. ед. | 2794000 | 2563000 | 3267000 | 3498000 | 4191000 |
| Прибыль, усл. ед. | 1490992 | 1386456 | 1692576 | 1558072 | 1834832 |
| Налоги, усл. ед. | 300694 | 271510 | 363329 | 447676 | 543731 |
| Чистая прибыль | 1192793,6 | 1109164,8 | 1354060,8 | 1246458 | 1467866 |

### *Расчетные данные*

Расчетные данные объемов вскрыши, песков, ГПР и запасы металла в золотоносном пласте для вариантов с мощностью вскрыши от 5 до 15 м приводятся в табл. 4.52, а также рассчитаны производительность и количество оборудования и трудозатраты в машино-часах.

Результаты расчетов показывают увеличение прибыли для пятого варианта по сравнению с 1–4 вариантом (табл. 4.53), за счет увеличения мощности пласта и извлекаемых запасов металла.

Если же оставить мощность пласта неизменной, то затраты с увеличением мощности вскрыши увеличиваются, а прибыль уменьшается, а при мощности более 20 м работа становиться не рентабельной (рис. 4.33).

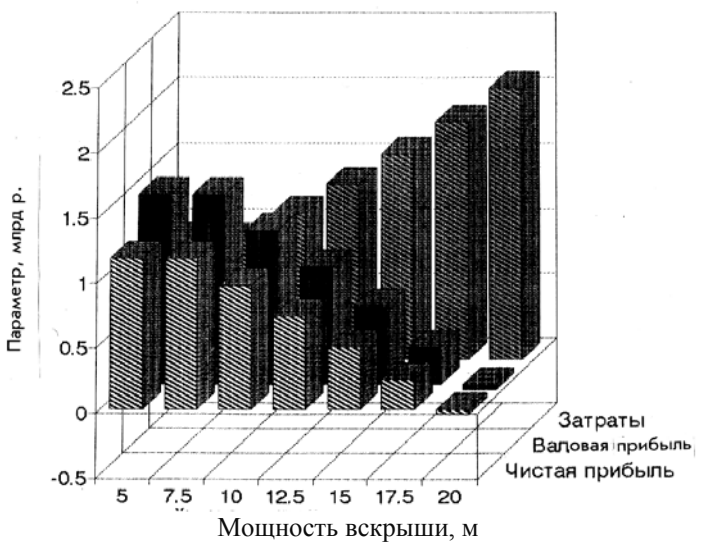



Рис. 4.33. Зависимость затрат и прибыли от мощности вскрышных работ для ширины россыпи 100 м, в ценах 1994 г.

### *Пример составление календарного плана отработки месторождения*

Разработка россыпей обычно производится сезонно, в теплый период времени. Продолжительность сезона зависит от климатических условий, наличия многолетней и сезонной мерзлоты, применяемой техники и технологии.

При составлении календарного плана отработки месторождения производительность горного оборудования рассчитывается по периодам и по отдельным блокам. Положение забоев наносится по периодам на план горных работ. Вскрышные и горно-подготовительные работы ведутся с опережением по отношению к добычным, как было отмечено выше.

**ПРИМЕР**

Составление календарного плана рассмотрим на примере отработки запасов, приведенных в табл. 4.54. Режим вскрышных и добычных работ – 120 рабочих дней в году; часов работы в сутки – 20. Промывочная установка ПГШ-50 производительность 50 м$^3$/ч, на добычных и вскрышных работах применяются бульдозеры ДЭТ-250.

**Решение**

Определяем производительность промывочной установки за сезон, а затем объемы вскрышных и горно-подготовительных работ по блокам и периодам. Принимаем, что для данного месторождения в первый год ведутся только горно-подготовительные и вскрышные работы. Добычные работы начинаются со второго года работы и заканчиваются на шестом году. Рассчетные данные приводятся в табл. 4.54, ниже приводятся пояснения определения объема работ по их видам. Положение вскрышных и добычных забоев иллюстрируется графиком (рис. 4.34).

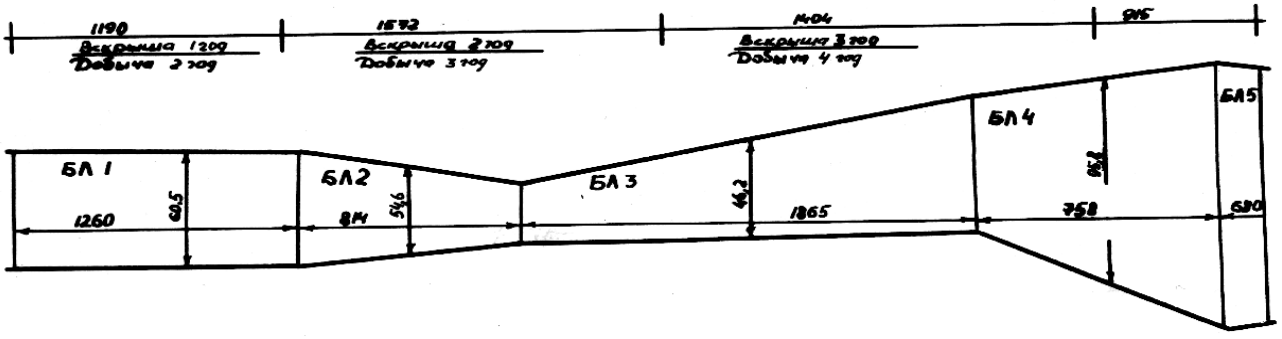



Рис. 4.34. Календарный план отработки месторождений

### *Расчет объемов и положение продвижения добычного забоя*

Производительность промывочной установки

$$Qпр = q \cdot n \cdot t \cdot Ku,$$

где Qпр – объем песков, промываемых за год, м$^3$; q – часовая производительность промывочной установки, м$^3$/ч; n – число часов работы в сутки, ч; t – число рабочих дней в году; Ки – коэффициент использования рабочего времени.

Qпр = 50·20·120·0,9 = 108000 м$^3$/год.

Величина ухода добычного забоя по годам

$$У = Qпр/(М*В),$$

где М – средняя мощность пласта песков, м;

В – средняя ширина отрабатываемого блока в данный период, м.

### *Определяем величину ухода по годам*

В первый год добычные работы не ведутся, так как на данном участке проводятся водоотводные и нагорные канавы, производится подготовка земной поверхности к горным работам, ведутся вскрышные работы для обеспечения запасов готовых к выемке, строятся дамбы и перемычки, необходимые для обеспечения водой промывочных установок.

На второй год начинаются добычные работ по первому блоку, уход забоя за год при средней мощности пласта – 1,5 м и ширине 60,5 м составит

$$У = 108000/(1,5·60,5) = 1190 м.$$

В третий год уход по первому блоку (остаток) – 1200–1190 = 10 м; уход по второму блоку (весь блок) – 814 м будет отработан, но необходимого годового объема (108000 м$^{3)}$ не будет набрано, поэтому придется отработать еще часть третьего блока

$$У = (108000–900–58800)/(1,4·46,2) = 748 м,$$

где 900 и 58800 – остатки запасов по первому и второму блокам, м$^3$; 1,4 и 46,2 – средняя мощность и ширина по третьему блоку, м.

Итого: уход за третий год 10+814+748 = 1 572 м.

В четвертый год будет отработана оставшаяся часть третьего блока и начата отработка четвертого блока.

Уход по третьему блоку – 1850–746 = 1117 м.

Уход по четвертому блоку – (108000–72300)/(1,3·95,8) = 287 м.

Итого: уход за четвертый год – 1117+287 = 1404 м.

В пятый год будет отработана оставшаяся часть четвертого блока и начата отработка пятого блока.

Уход по четвертому блоку – 758–287 = 471 м.

Уход по пятому блоку – (108000–58700)/(1,5·74) = 444 м.

Итого: уход за пятый год – 471+444 = 915 м.

В шестой год отрабатываются остатки по пятому блоку в объеме оставшихся 18200 м$^3$, уход забоя – 608–444 = 164 м.

### *Расчет объема вскрышных работ*

Объем вскрышных работ определяется по формуле

$$V_в = У_в \cdot Н_в(В+2 \cdot М+Н_в),$$

где $У_в$ – уход вскрышного забоя за год, м; $Н_в$ – средняя мощность торфов по отрабатываемому блоку, м.

Первый год работы – 1 190·3,1(60,5+2·1,5+3,1) = 245 700 м$^3$;

Второй год работы:

– по первому блоку – 247 700–245 700 = 2000 м$^3$;

– по второму блоку – 22 090 м$^3$;

– по третьему блоку – 220 900 м$^3$;

Итого: за год 230 500+105 384 = 335 884 м$^3$.

Четвертый год работы:

– остаток по четвертому блоку – 278 300–105 400 = 172 900 м$^3$;

– по пятому блоку 444·5(74+2·1,5+5) = 182 040 м$^3$

Итого за год – 172 900+182 040 = 334 900 м$^3$

Пятый год – остаток по пятому блоку – 249 300–182 040 = 67260 м$^3$

### *Горно-подготовительные работы*

Осушение месторождения

Для осушения месторождения принимается две канавы шириной 4 м и высотой 1 м. Объем работ по годам:

– первый год – 2·1190·4·1 = 9 520 м$^3$;

– второй год – 2·1572·4·1 = 12 576 м$^3$;

– третий год – 2·1404·4·1 = 11 232 м$^3$;

– четвертый год – 2·915·4·1 = 7 320 м$^3$;

– пятый год – 2·164·4·1 = 1 312 м$^3$;

Итого: работ по осушению – 41 960 м$^3$.

### *Очистка полигона от лесорастительного слоя*

Объем работ определяется по разрабатываемой площади и соответствующему уходу вскрышного забоя за год

$$V_оп = У_в \cdot h(В+2 \cdot М+2 \cdot Н_в),$$

где h – глубина, на которую производится очистка полигона, в данных расчетах принимается 0,3 м.

Первый год – 1190·0,3(60,5+2·1,5+2·3,1) = 21 600 м$^3$.

Аналогичным образом рассчитывается объем по годам и по блокам и сводятся в табл. 4.54.

Сооружение плотин и дамб.

Объем работ определяется по формуле.

$$V_пл = N_пл \cdot В(М+2)(в_п+(М+2)\mathrm{ctg}\ а),$$

где $N_пл$ – количество плотин, определяемых по условию водообеспечения, в наших расчетах принята установка плотин через 250 м; $в_п$ – ширина плотины по верху принята 5 м; а – угол откоса плотины принят 35°.

Первый год –

$V_{пл} = 1190/250 \cdot 60,5(1,5+2)+2 \cdot 1190/250 \cdot 60,5(1,5+2) \cdot (1,5+2)+1,428 = 15113$ м$^3$

Аналогичным образом определяем объемы для последующих годов и расчетные данные заносим в табл. 4.54.

Таблица 4.54

Объемы работ по блокам и годам

| Год работ | Промывка песков | | | Вскрыша торфов | | | Очистка полигона, м$^3$ | Осушение м$^3$ | Плотины, м$^3$ |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Блок | Уход, м | Объем м$^3$ | Блок | Уход, м | Объем м$^3$ | | | |
| 1 | 1 | – | – | 1 | 1190 | 245700 | 21600 | 9500 | 15100 |
| 2 | 1 | 1190 | 108000 | 1<br>2<br>3 | 10<br>814<br>748 | 2000<br>220900<br>154300 | 23300 | 12600 | 15300 |
| 3 | 1<br>2<br>3 | 10<br>814<br>748 | 900<br>58800<br>48300 | 3<br>4 | 1117<br>287 | 230500<br>105400 | 23700 | 11200 | 15600 |
| 4 | 3<br>4 | 117<br>287 | 72300<br>49300 | 4<br>5 | 471<br>444 | 172900<br>182000 | 23400 | 7300 | 15500 |
| 5 | 4<br>5 | 471<br>444 | 58700<br>49300 | 5 | 164 | 67300 | 3600 | 1300 | 2500 |
| 6 | 5 | 164 | 18200 | – | – | – | – | – | – |
| Всего | | 5245 | 450200 | | 5245 | 138100 | 95400 | 41900 | 64000 |

По рассчитанным объемам горных работ, производительности горного оборудования и принятому режиму определяется количество бульдозеров, численный состав рабочих, затраты по видам работ и прогнозные технико-экономические показатели.

Если на предприятии количество горного оборудования ограничено, то календарный график пересчитывается исходя из возможностей оборудования, применяемого на вскрышных, горно-подготовительных и добычных работах, с учетом объемов по каждому блоку.

По расчетным данным календарного графика объемов горно-подготовительных, вскрышных работ и объемов промывки песков определяется необходимое количество горного оборудования, технико-экономические показатели деятельности предприятия и целесообразность эксплуатации отдельных участков месторождений.

Таким образом, в разделах изложены основные расчетные методы определения запасов месторождения, объемов горно-подготовительных работ, параметров технологических схем, производительности горного оборудования, технико-экономических показателей и оценки целесообразности эксплуатации россыпных месторождений.

Использование данных методик позволяет повысить качество проектирования новых месторождений и найти пути улучшения экономических показателей действующих предприятий.

## 4.6. РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЕРЕДВИЖНЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ УСТАВНОВОК И ДРАГЛАЙНОВ

### *Самоходные промывочные установки*

Применение самоходных промывочных установок (ОКМ) позволяет сократить путь транспортирования песков.

В объединении «Лензолото» были спроектированы и изготовлены самоходные промывочные установки, которые испытывались в промышленных условиях.

Применение самоходных промывочных установок позволяет расширить диапазон возможных технологических схем. По месту установки промывочного прибора ОКМ выделяется три варианта: 1) с установкой на борту россыпи (рис. 4.35); 2) с установкой на плотике вблизи добычного забоя (рис. 4.36); 3) установка на отвале. Кроме того, возможны подварианты в зависимости от техники, применяемой на вскрышных и добычных работах бульдозеров, скреперов, экскаваторов и одноковшовых погрузчиков.

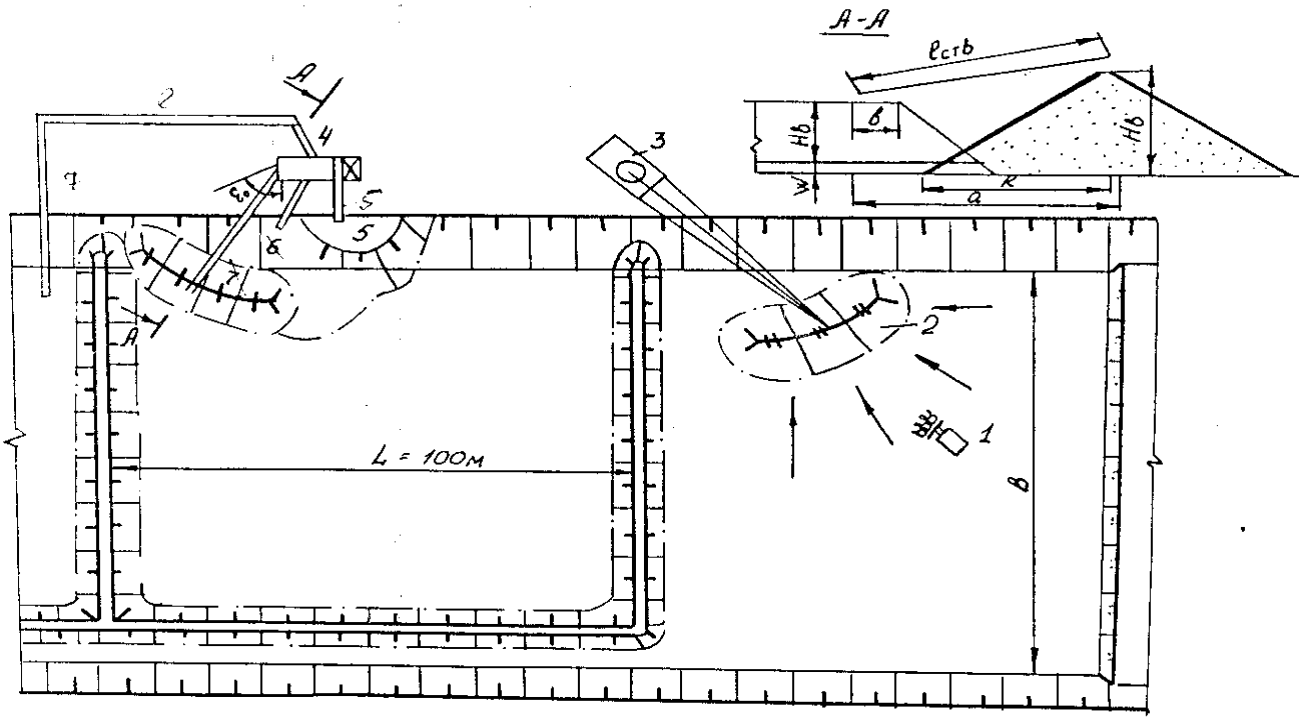



Рис. 4.35. Разработка россыпи с установкой промприбора на борту

Из рис. 4.35 видно, что пески сталкиваются бульдозерами (1) в навал (2), затем драглайном (3) перегружаются на промприбор (ОКМ) (4), который установлен на борту россыпи. Перед ОКМ устанавливают валуноотделитель (5). Илоотстойник делается бульдозером, водозабор осуществляется из илоотстойника по трубам 7 и 8.

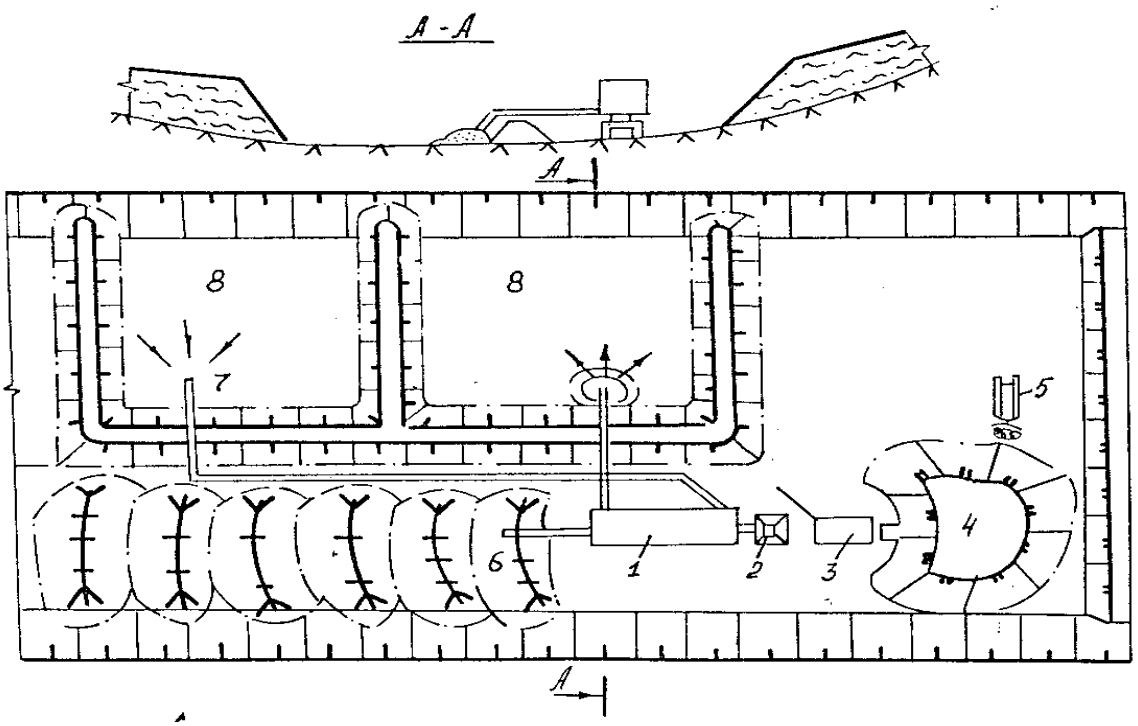



Рис. 4.36. Разработка россыпи с установкой промприбора на плотике

На рис. 4.36–4.37 представлены схемы разработки россыпи с установкой ОКМ (1) на плотике. Применение данной схемы позволяет уменьшить высоту подъема песков и использовать на погрузке песков в бункер или валуноотделитель (2) более дешевое оборудование: ЭКГ-5 (3) или бульдозер. Недостатком данной схемы является то, что увеличиваются затраты на создание илоотстойника и на разваловку конечного отвала (6). Для повышения эффективности применяемых схем необходимо решать следующие задачи:

I. Выбрать оптимальный типоразмер ОКМ, при котором с учетом горно-геологических условий себестоимость была бы минимальной.

II. Определить оптимальное расстояние между установками промприбора (L).

III. Произвести технико-экономическое сравнение различных схем разработки с применением ОКМ, а также сравнение со схемами при использовании стационарных промывочных установок.

Для решения данных задач была разработана экономико-математическая модель и программа на ЭВМ.

Сумма затрат, учитывающих разработку и промывку песков, имеет следующий вид:

$$З_{РП} = З_{ПР} + З_{ПОГР} + З_{РАЗ} + З_{ПОДТ} + З_{ГТС} + З_{ОТВ} + З_{ИЛ} + З_{ВСКР} + З_{РЕК}$$

где $З_{рп}$ – затраты на разработку; $З_{пр}$ – затраты на промывку песков, р.; $З_{погр}$ – затраты на погрузку песков в бункер промприбора, р.; $З_{подт}$ – затраты на подготовку (предохранение от промерзания, оттаивание, рыхление), р.; $З_{раз}$ – затраты на разработку песков и транспортировку к промприборам, р.; $З_{гтс}$ – затраты на планировку трассы, передвижение промприбора, прокладку трубопровода, строительство ЛЭП, р.; $З_{отв}$ – затраты на разваловку гале-эфельского отвала, р.;

$З_{ил}$ – затраты на сооружение илоотстойника, р.; $З_{вскр}$ – затраты на вскрышные работы, р.; $З_{рек}$ – затраты на рекультивацию, р.

Рассмотрим по отдельности виды затрат, предварительно определив сезонную производительность промприбора.

Сезонная производительность промприбора

$$Q_{ПР} = \sum_{j=1}^{n} П_{ч.ПР} \, чd_i \, К_{НЕР} \, К_{ПЕР},$$

где $П_{ч·пр}$ – техническая производительность промприбора, $м^3/ч$; ч – количество часов работы промприбора в сутки; $d_j$ – количество дней работы в j-м месяце; $К_{нер}$ – коэффициент неравномерности загрузки, $К_{нер} = 0,9$; $К_{пер}$ – коэффициент, учитывающий затраты времени на передвижку промприбора.

$$К_{ПЕР} = t_{ОСИ} / (t_{ОСИ} + t_{ПЕР}),$$

где $t_{оси}$ – основное время работы промприбора за период отработки блока длиной ℓ, ч; $t_{пер}$ – время, затрачиваемое на передвижку промприбора, обычно t = 8 ч.

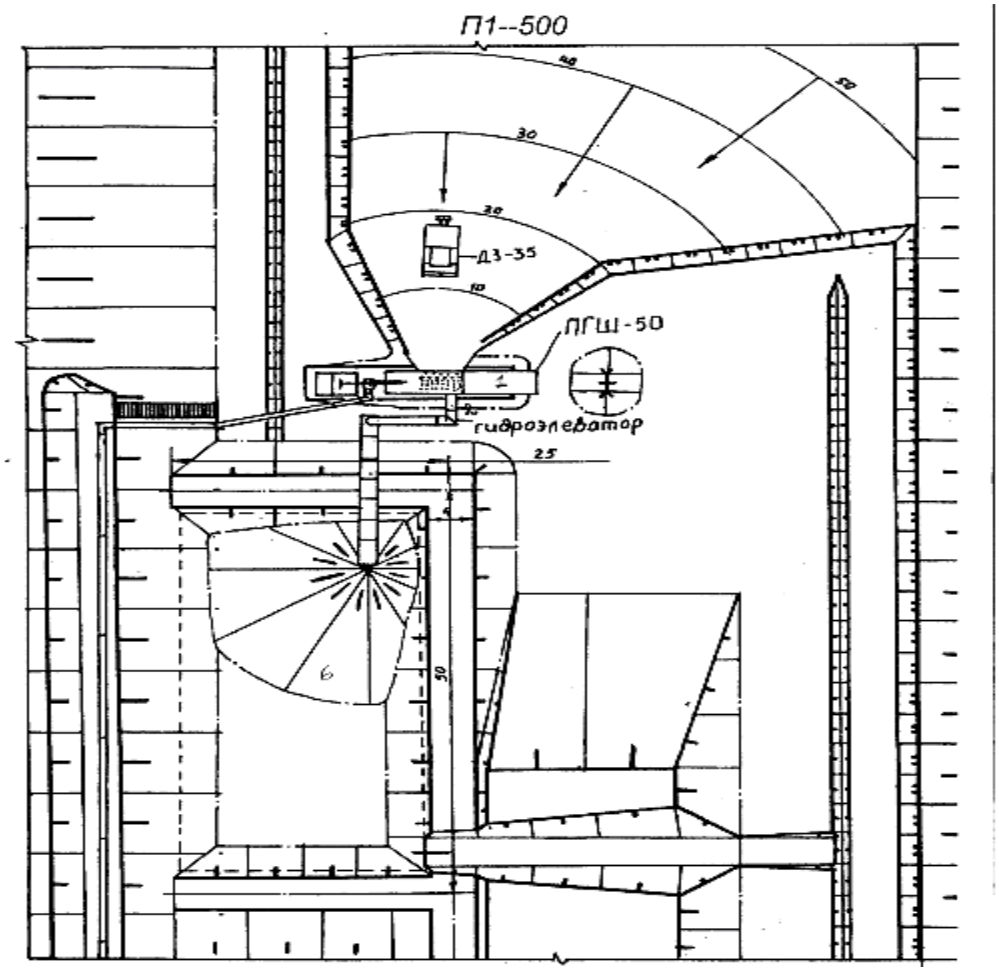



Рис. 4.37. Размещение передвижной промывочной установки на плотике

На рис. 4.38 представлена номограмма определения сезонной производительности передвижных промприборов с учетом параметров россыпи, режима работы и часовой производительности установок.

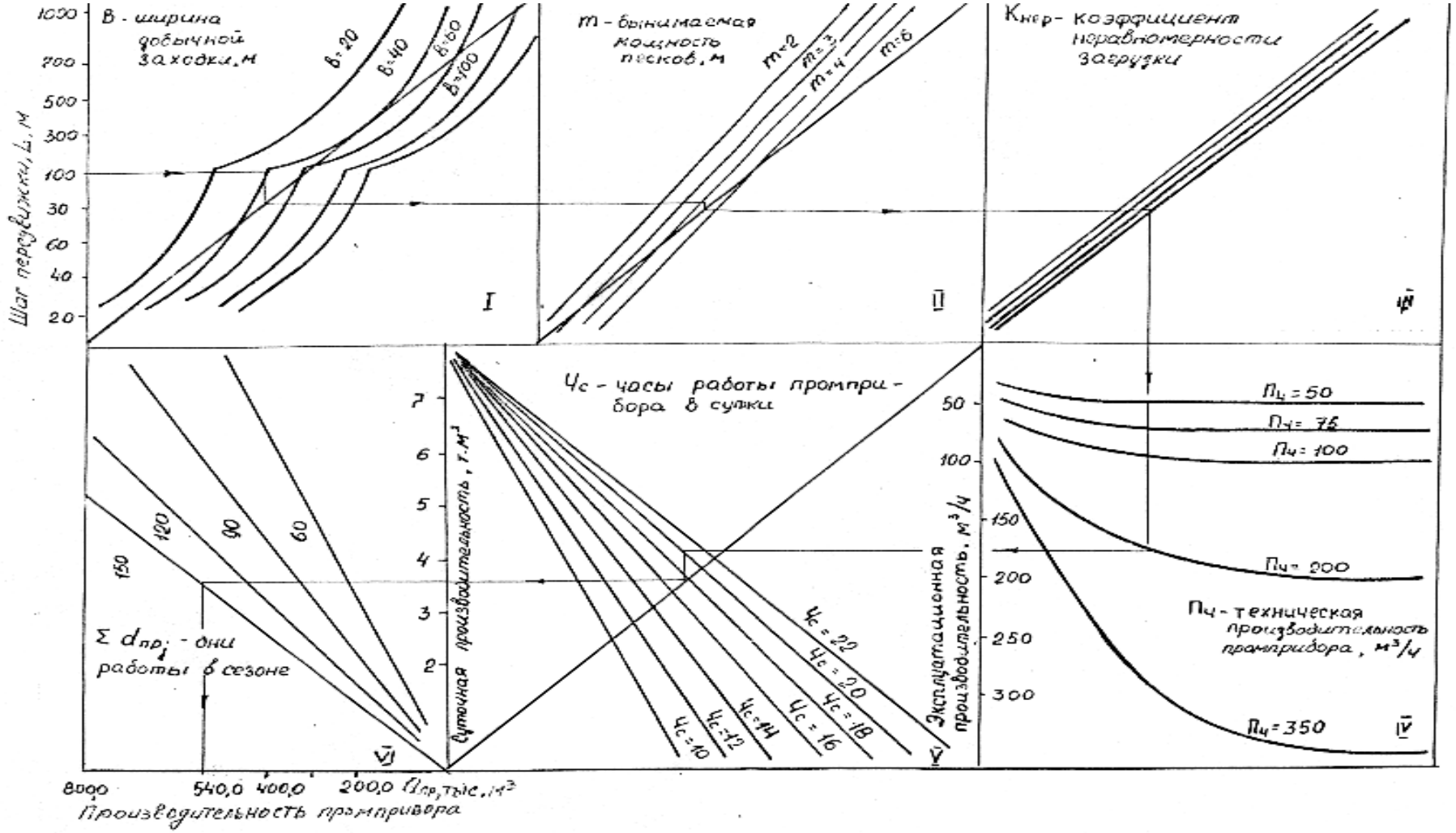



Рис. 4.38. Номограмма определения сезонной производительности передвижных промприборов

### *Затраты по статье «Заработная плата»*

Сумма годовых затрат по статьям «Основная заработная плата производственных рабочих», «Дополнительная заработная плата производственных рабочих», «Отчисления на социальное страхование» представляется уравнением:

$$З_З = (\sum_{j=1}^{n} d_j T_Ф K_Д) K_{СР} K_{ДОП} K_{СС} \ ,$$

где $Т_ф$ – суточный тарифный фонд заработной платы рабочих, р.;
$К_д$ – коэффициент, учитывающий доплаты за работу в вечернее и ночное время, премирование, руководство бригадой; $К_{ср}$ – коэффициент, учитывающий доплаты за работу в северных районах; $К_{доп}$ – коэффициент дополнительной заработной платы; $К_{сс}$ – коэффициент, учитывающий выплаты на социальное страхование.

### *Затраты по статье «Электроэнергия»*

Затраты на электроэнергию выражаются следующей формулой

$$Э = \sum_{j=1}^{n} d_j Ч K_{ДОП} K_О Ц (\frac{P_n K_{ПЕР}}{\eta_n} + \frac{P_X (1 - K_{ПЕР})}{\eta_X}),$$

где $К_{доп}$ – коэффициент, учитывающий дополнительный расход электроэнергии на дополнительные нужды и ее потери в сетях, $К_{доп}$ = 1,1; $К_о$ – коэффициент, учитывающий расход электроэнергии на освещение и работу концентрационного стола, $К_о$ = 1,05; Ц – стоимость одного кВт·ч в различные периоды года, р.; $Р_n$ – установленные мощности электродвигателей агрегатов самоходного промприбора; для ОКМ-75(С) $Р_n$ = 114 кВт; ОКМ-100 $Р_n$ = 152 кВт; ОКМ-200 $Р_n$ = 380 кВт; для ШТОК-350 Pn = 762 кВт; $Р_х$ – мощность ходового двигателя, кВт $Р_х$ = 54 кВт; $\eta_n$, $\eta_х$ – коэффициенты полезного действия электродвигателей ориентировочно можно принять $\eta_n = \eta_х = 0,85$.

### *Годовые затраты по статье «Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования»*

Затраты на содержание и эксплуатацию оборудования определяются по формуле:

$$З_{СОД} = K_Н \left\{ \left[ \sum_{j=1}^{n} \frac{d_j Ч}{1000} (\frac{H_М}{100} Б + H_{СО}) \right] K_{ТЗР} + \frac{Т(1+К)}{H_{СМ}} * T_Ф K_Д K_{СС} K_{СР} K_{ДОП} \right\},$$

где $К_н$ – коэффициент неучтенных затрат на устройство водоводов, ЛЭП и т.д. ($К_н$ = 1,1); $Н_м$ – норматив затрат на запасные части и материалы на текущее содержание и ремонт на 1000 часов работы в процентах стоимости оборудования; $Н_{со}$ – норматив на смазочные и обтирочные материалы на 1000 ч работы, тыс.р.; Т(1+К) – продолжительность зимнего ремонта промприбора,ч; $Н_{см}$ –

количество часов работы бригады в сутки в период ремонта, ч; $К_{тзр}$ – коэффициент, учитывающий транспортно-заготовительные расходы на доставку материалов, $К_{тзр} = 1,4$.

Формулу можно упростить, подставив коэффициенты, после чего она примет вид:

$$З_{СОД} = 4,158\,(\frac{Н_М Б}{100} + Н_{СО}) + 208\,Т_Ф,$$

где Б – балансовая стоимость промывочного прибора, р. (табл. 4.55).

Таблица 4.55

Ориентировочная стоимость промприборов и нормативы затрат на запасные части и ремонт промприборов (в ценах 1990 г.)

| Показатели | Промприборы | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ОКМ-75(С) | ОКМ-100(С) | ОКМ-100(П) | ОКМ-200(С) | ОКМ-200(П) | ШТОК-350 |
| Б, тыс. р. | 118,1 | 236,3 | 189,0 | 472,5 | 393,7 | 944,9 |
| $Н_м$, % | 0,34 | 0,69 | 0,55 | 1,38 | 1,15 | 0,96 |
| $Н_{со}$, % | 624,0 | 1285,0 | 1028,0 | 2570,0 | 2141,0 | 1856,0 |

### *Затраты по статье «Вспомогательные материалы»*

Затраты по статье «Вспомогательные материалы» определяются по формуле

$$М_В = 0,1К_Н\left[\sum_{j=1}^{n}\frac{d_j Ч}{1000}(\frac{Н_М Б}{100} + Н_{СО})\right]К_{ТЗР},$$

После упрощения формула имеет вид

$$М_В = 0,4158\,(\frac{Н_М Б}{100} + Н_{СО}).$$

### *Затраты по статье «Амортизация» производятся по нормативам*

$$А = \frac{БN_а}{100},$$

где $N_а$ – норма амортизационных отчислений. Если оборудование не используется на других месторождениях после использования на данном

$$А = \frac{БQ_{ПР}}{m_В L_В},$$

где $m_в$, L, В – выемочная мощность, длина и ширина россыпи, м.

### *Затраты по статье «Цеховые расходы»*

Затраты по данной статье определяются

$$Ц_1 = \left[ (nT_1 K_{ПР} + \frac{T(1+K)T_2}{tgn_{СМ}}) K_{ПРЕМ} K_{СР} K_{СС} K_{ДОП} \right] K_{ПР},$$

где $T_1$, $T_2$ – месячная сумма окладов специалистов в период эксплуатации и ремонта, р.; $n_{см}$ – продолжительность промывочного сезона, месяцев; $К_{пр}$– коэффициент неучтенных прочих денежных расходов ($К_{пр}$=1,2); $К_{прем}$ – коэффициент, учитывающий премиальный фонд ($К_{прем}$=1,4).

Затраты на промывку песков определяются как сумма затрат рассмотренных статей

$$З_{ПР} = З_З + Э + З_{ОД} + М_В + А + Ц.$$

Кроме этого, учитываются затраты на сооружение ТТС, разваловку галечного отвала и сооружение илоотстойников.

### *Затраты на ГТС*

Затраты на ГТС можно определить по формуле:

$$З_{ГТС} = \frac{С_{МИ} Q_{ПР} Шh_К K_{НЕПР}}{n_{Ч6} B_m},$$

где $С_{м.ч.}$ – стоимость работы 1 ч машино-бульдозера, р.;
Ш, $Н_к$ – ширина и высота полосы насыпи для передвижки промприбора, Ш=10 м, $Н_к$=1м; $П_{чб}$–производительность бульдозера, $м^3$/ч; В – ширина россыпи, м; m – мощность пласты, м; $К_{непр}$ – коэффициент непредвиденных работ, $К_{непр}$ = 1,4.

$$З_{ГТС} = \frac{С_{М.Ч.} 6.02 Q_{ПР} 10*1*0*1*4}{П_{Ч.6} 46,3 Bm} = \frac{1,82 Q_{ПР} С_{Б.Д}}{BmвП_{Б.Д.}}.$$

### *Затраты на разваловку галечного отвала*

Объем галечного отвала

$$V = \mu Bm_B \ell_{КР},$$

где μ – коэффициент сноса эфельной фракции, μ = 0,8; В, mв, ℓ – ширина россыпи, мощность пласта, расстояние между установками промприбора; Кр – коэффициент разрыхления;

Объем отвала, размещаемый без бульдозерной разваловки

$$V_1 = 2\ell_{СТР} h_P^2 ctg\ \beta,$$

где 2ℓстр – ширина отвала, равная двойной длине стрелы стакера, принимаем 2ℓстр = 20 м; hр – высота галечного отвала, м (hр = 10 м); в – угол откоса отвала, $^{o}$ (β = 350).

Объем части отвала, размещаемой с использованием бульдозера

$$V_2 = \mu B m_B \ell_{KP} - 2\ell_{CTP} h^2 ctg\beta,$$

длина транспортирования по отвалу

$$L_{TP.OT} = \frac{0,7\,\mu B m_B \ell_{KP} - 2\ell_{CTP} h^2 ctg\,\beta}{h_P 2\ell_{CTP}},$$

для самоходных промприборов формулу можно упростить, подставив значения

$$L_{TP.OT} = 0,00364 B m_B \ell - 14,28$$

Данной величиной по ЕНВ находятся часовая производительность бульдозера и затраты.

Затраты на разваловку галечного отвала составляют

$$З_{ОТВ} = \frac{C_{МЧ}}{П_{б.ОТВ}} Q_{ПР},$$

Затраты на сооружение илоотстойников.

Возможны два варианта сооружения илоотстойников: 1) поперечно-продольное сооружение дамб, когда промприбор установлен на россыпи; 2) поперечное расположение плотин, когда промприбор расположен на борту россыпи. Высота дамбы в первом случае принимается $2m_в+1$, а во втором случае $m_в+1$.

В первом случае затраты равны

$$З_{ИЛ} = \frac{Q_{ПР}}{Bm\ell}\left[(2m+1)B + (2m+1)^2 ctg\beta\right](0.5B + \ell)\frac{C_{МЧ}}{П_{х.б..ОТВ.}},$$

где В – ширина дамбы по верху, м; в = 4 м;

$П_{ч.б.отв.}$ – производительность бульдозера при сооружении илоотстойника, исходя из расстояния транспортирования равного 0,5В.

Во втором случае, при расположении промприбора на борту россыпи

$$З_{ИЛ} = \frac{Q_{ПР}}{Bm\ell} B\left[(m+1)в + (m+1)^2 ctg\beta\right]\frac{C_{МЧ}}{П_{Ч.Б.}}.$$

## *Вскрышные работы*

Вскрышные работы с применением бульдозеров, скреперов и экскаваторов – механических лопат с погрузкой и вывозкой торфов на отвалы в автосамосвалы, описаны выше. В данном разделе рассмотрим схемы с применением мощных вскрышных экскаваторов-драглайнов.



Рис. 4.39. Вскрышные работы драглайном

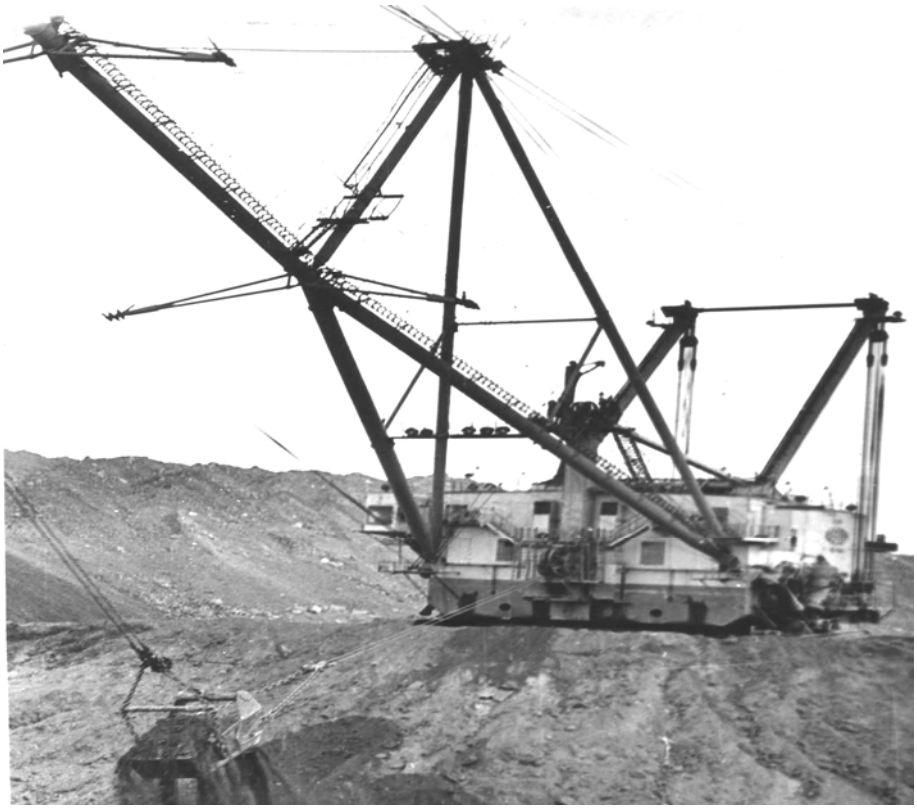


Рис. 4.40. Работа драглайна в момент зачерпывания грунта в забое

Применение их целесообразно при большой мощности торфов, когда затраты на вскрышные работы значительно превышают затраты на добычные. Применение драглайнов оправдывается тем, что большая длина стрелы (70–90 м) позволяет перемещать грунт без применения транспорта, в результате чего затраты на вскрышные работы сокращаются в 2–3 раза. В тоже время следует отметить, что в целом усложняется организация работ, так как необходима увязка по времени и производительности добычных, промывочных и вскрышных работ.

Отвалы пустых пород на россыпях могут размещаться на бортах или в выработанном пространстве. Размещение отвалов на бортах россыпи улучшает организацию работ за счет того, что вскрышные работы могут значительно

опережать добычные. Размещение отвалов в выработанное пространство приводит к взаимозависимости добычных и вскрышных работ, так как выкладка пород в отвалы в выработанное пространство возможно только после выемки продуктивного пласта песков. Вскрышной забой может перемещаться вдоль долины по восстанию или по падению, и поперек долины. Выбор направления перемещения заходки зависит от ширины россыпи, технологии добычных работ и прочих горногеологических факторов. Рассмотрим технологические схемы вскрышных работ с применением драглайнов в увязке с технологией добычных работ.

### *Разработка россыпи поперечными заходками*

Технология разработки широких россыпей мало отличается от технологии при разработке россыпи вдоль долины, которая будет рассмотрена ниже. Ведение вскрышных работ с размещением отвалов в выработанное пространство на узких россыпях связано с дополнительными трудностями, которые вызываются отсутствием пространства для опережения вскрышного забоя по отношению к добычному.

Как видно из рис. 4.41 разработка вскрышного забоя возможна только при полной выемке песков на площади шириной «у» бульдозером-2. При этом пока пески не будут убраны экскаватор – драглайн-1 будет простаивать, однако его можно использовать для подъема песков на борт и складировании их. Драглайн может размещаться на земной поверхности или на подуступе, когда мощность торфов большая. Для удаления воды из забоя отвалы смещаются в сторону так, чтобы от нижней бровки уступа до отвала оставалось расстояние не менее 5 м.

Преимущество данной схемы вскрышных работ, по сравнению со схемами, когда отвалы располагаются на бортах россыпи, заключается в том, что заполнение выработанного пространства отвалами позволяет улучшить экологическую ситуацию района, дешевле произвести рекультивацию, сократить затраты на вторичную перевалку отвалов с бортов в выработанное пространство. Экономически данная схема может оказаться не эффективна из-за простоя экскаватора во время уборки песков, в частности, разработка мерзлых песков связана с послойной их оттайкой. Для обоснования применения данного способа необходимо производить расчеты не только себестоимости добычных работ, как конечного продукта, но и проверять обеспеченность обьемов добычными песками по скорости подвигания очистного и добычного забоев, так как привлечение драглайна для подъема песков на борт россыпи, остановки и перегонки снижают его производительность. Привлечение же второго драглайна на узких россыпях исключается условиями безопасной работы.

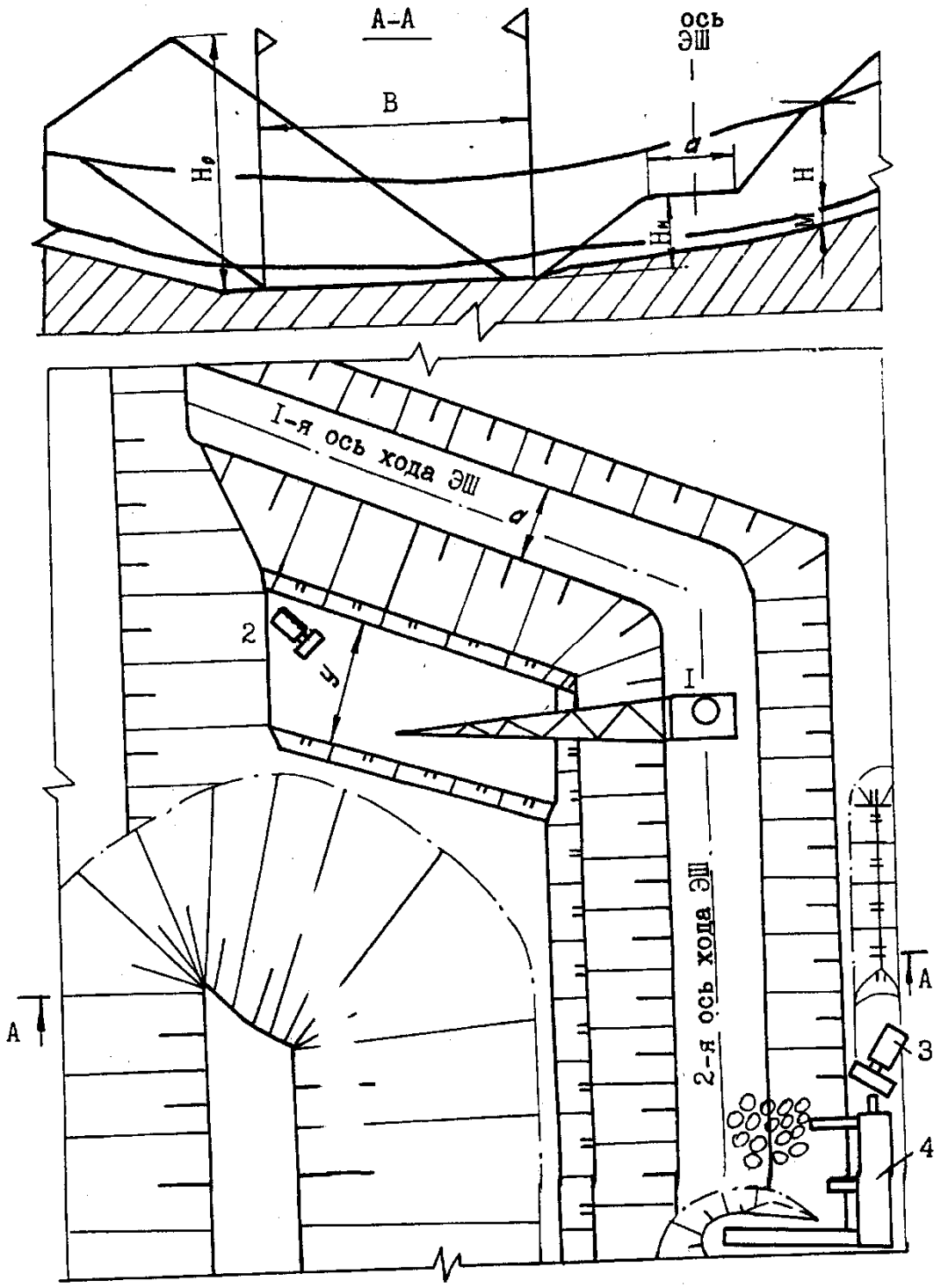



Рис. 4.41. Разработка россыпи при перемещении вскрышного забоя поперек долины:
1 – драглайн; 2 – бульдозер на разработке песков; 3 – бульдозер на подаче песков к промывочной установке; 4 – промывочная установка

Для определения возможных объемов добычи песков для данной схемы разработки рассмотрим уравнение баланса режима рабочего времени:

$$T_р = T_д + T_в + T_п + T_н, \ ,$$

где $Т_р$ – режимное время работы драглайна, ч; $Т_р=Т_{дн} \cdot Т_ч$, $Т_{дн}$ – количество рабочих дней в сезоне, $Т_{дн}$ = 180–230 дн.; $Т_ч$ – среднее количество часов работы драглайна в сутки, $Т_ч$=17–21ч; $Т_д$ – количество часов работы драглайна на разработке и подъеме песков, ч; $Т_в$ – количество часов работы драглайна на вскрыше торфов, ч; $Т_п$ – затраты времени драглайна на переэкскавации, ч; $Т_н$ – затраты времени драглайна на инженерные работы, в данном случае разработка на правом борту торфов для создания площадки для прохода драглайна, ч.

Затраты времени на разработку песков выразим через объемы песков и производительность экскаватора

$$T_Д = \frac{V_Д}{П * К_{СН} * К_{ОД}},$$

где $V_д$ – объем песков, разрабатываемый драглайном, в течение промывочного сезона, м$^3$; П – производительность драглайна для данной категории пород, м$^3$/ч; $К_{сн}$ – поправочный коэффициент снижения производительности драглайна на неблагоприятные условия при разработке пласта песков (стесненность, неудобство разработки пласта на большой глубине, невысокий коэффициент наполнения ковша из-за малой мощности песков) $К_{сн}$ = 0,8–0,95; $К_{од}$ – коэффициент снижения производительности драглайна из-за одновременности его работы с бульдозером, в случае, если радиус черпания меньше ширины россыпи, $К_{од}$ = 0,85–0,9.

Затраты времени на вскрышные работы определяются в зависимости от объемов вскрышных работ и производительности экскаватора

$$T_В = \frac{К_В * V_Д}{П},$$

где Кв – коэффициент вскрыши, м$^3$.

Время на переэкскавацию определяется из уравнения

$$T_П = \frac{К_П * К_В * V_Д}{П * К_{ИП}},$$

где $К_п$ – коэффициент переэкскавации; $К_{ип}$ – коэффициент изменения производительности драглайна при работе на переэкскавации. Согласно ЕНВ Кип = 1,1.

Время на инженерные работы зависит от величины ухода забоя за сезон и объемов для строительства трассы прохода драглайна

$$T_И = \frac{V_Д * a * h}{m * B * П},$$

где а – ширина площадки для прохода драглайна; h – средняя высота сечения забоя при создании трассы для прохода драглайна, м; m – средняя мощность пласта, м; В – средняя ширина россыпи, м.

Подставим значения затрат времени в уравнение:

$$T_P = V_Д \left(\frac{1}{П * K_{СН} * K_{ОД}} + \frac{K_В}{П} + \frac{K_П K_В}{П * K_{ИП}} + \frac{a * h}{П * m * B}\right).$$

Из данного уравнения можно найти объемы добычи за сезон

$$V_Д = \frac{П * T_{ДН} * T_Ч}{\left(\frac{1}{K_{СН} * K_{ОД}} + K_В + \frac{K_П K_В}{K_{ИП}} + \frac{a * h}{m * B}\right),}.$$

Расчетная производительность карьера дана в табл. 4.56.

Таблица 4.56

Расчетная годовая производительность карьера, тыс. м$^3$

| Мощность торфов, м | Мощность пласта, м | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 2 | 4 | 6 | 8 | 10 | 12 |
| Экскаватор ЭШ-10/70 | | | | | | |
| 10 | 156 | 248 | 328 | 380 | 421 | 452 |
| 15 | 103 | 179 | 235 | 280 | 315 | 343 |
| 20 | 75 | 132 | 169 | 210 | 347 | 274 |
| 25 | 57 | 104 | 141 | 173 | 200 | 223 |
| Экскаватор ЭШ 20/ 90 | | | | | | |
| 10 | 287 | 473 | 602 | 675 | 771 | 830 |
| 15 | 189 | 328 | 440 | 514 | 578 | 628 |
| 20 | 137 | 243 | 262 | 396 | 453 | 502 |
| 25 | 105 | 191 | 259 | 317 | 367 | 410 |

Проверка применимости схемы размещения отвалов торфов в выработанное пространство производится из сравнения расчетной высоты отвала с возможной по условиям технической характеристики драглайна и высоте его установки. Высоту отвала можно определить из равенства объемов вскрыши и отвала, приходящуюся на 1 м ухода забоя вдоль россыпи:

$$V_В = \left[(B + 2m + H_В)H_В + a * h\right]y,$$

где $V_в$ – объем вскрышных пород, м$^3$; В – ширина россыпи по низу, м; $H_в$ – мощность торфов, м; m – мощность пласта, м; а – ширина площадки для прохода драглайна, м; h – средняя высота подуступа для прохода драглайна, м; у – величина ухода драглайна за одну заходку, м.

Сечение площади отвала складывается из параллелограмма с основанием В–Т и высотой $H_о$ и возможной подвалки борта насыпью шириной Е = R–($H_в$–$H_н$) ctgб – 0,5 Д и высотой ($H_о$–$H_в$). Кроме того, в расчетах следует учитывать, что параллелограмм усечен за счет разности углов откоса борта карьера и отвала.

$$V_{ОТ} = \left[H_О B - H_О T + H_О(R - H_В ctg\alpha - 0{,}5Д) - H_В(R - H_В ctg\alpha - 0{,}5Д) - 0{,}5H_b^2(ctg\beta - ctg\alpha)\right]y,$$

где $V_{от}$ – объем отвала, м$^3$; в и б – углы откоса отвала и борта карьера, $^o$; К – радиус разгрузки драглайна, м; Д – диаметр базы драглайна, м; Т – ширина полосы между отвалом и нижней бровкой добычного уступа, м.

После приравнивания уравнений и преобразований, высоту отвала *можно определить*

$$H_O = \frac{(B + 2m + H_B)H_B K_P + ahK_P - H_B(R - H_B ctg\alpha - 0{,}5Д) + 0{,}5H_B^2(ctg\beta - ctg\alpha)}{B - T + R - H_B ctg\alpha - 0{,}5Д},$$

где $К_р$ – коэффициент разрыхления пород в отвале. Расчетная высота отвала не должна превышать $H_о = m+H_н+H_р$, где $H_р$ – высота разгрузки драглайна.

Если данное условие не выполняется, то переходят на более сложные схемы, которые будут рассмотрены ниже.

### *Граничные условия размещения торфов на борта россыпи без переэкскавации*

Разработка торфов россыпи с размещением их на борта без переэкскавации ограничивается параметрами драглайна высотой разгрузки и радиусами черпания и разгрузки. Если мощность торфов незначительная, то ширина заходки ограничивается параметрами драглайна – радиусами черпания $R_ч$ и разгрузки $R_р$, высота отвала $H_о$ меньше высоты его разгрузки $H_р$, форма сечения отвала – треугольная (рис. 4.42а).

При большой мощности торфов ограничивающим параметром драглайна является высота разгрузки, отвалы имеют трапецеидальное поперечное сечение (рис. 4.42б).

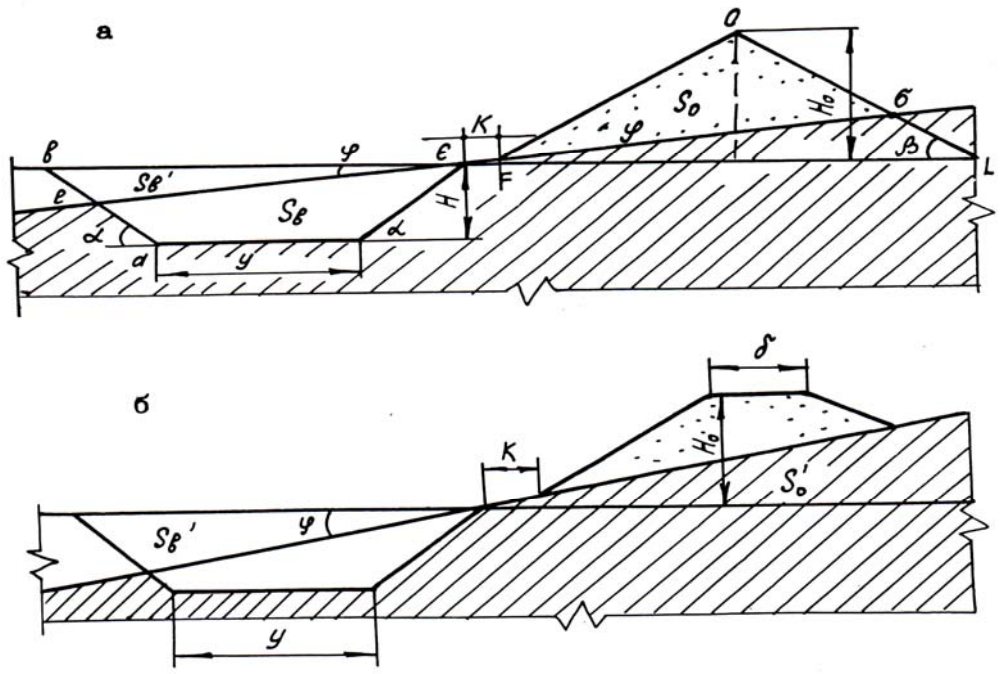



Рис. 4.42. Определение ширины первой заходки вскрышных работ драглайном, вынимаемой без переэкскавации: а – отвал треугольного сечения; б – отвал трапециевидного сечения

Сложность определения параметров схемы связана с переменной мощностью торфов, неизвестностью ширины заходки и формы сечения отвала. Поэтому первоначально следует произвести расчеты для схемы с расположением торфов в отвалы треугольного поперечного сечения, определить высоту отвала, и если она окажется более высоты разгрузки, то перейти на расчеты по схеме с трапецеидальным сечением отвала.

Для определения параметров заходки решается система уравнений из:

а) равенства площади поперечного сечения заходки и отвала; б) ограничения ширины заходки и основания отвала радиусами черпания и разгрузки драглайна:

$$\begin{cases} S_{авсd} - S_{все} = S_{FOL} - S_{FoL}; \\ B_1 + K + H_O ctg\beta \le R_Ч + R_P, \end{cases}$$

где $B_1$ – ширина россыпи поверху У, м; К – ширина площади от отвала до верхней бровки, м; в – угол естественного откоса отвала, $\beta = 35^o$

Подставив параметры схемы (рис. 4.42а) в уравнения и, преобразовав формулы, получим уравнение для определения высоты отвала:

$$H_O = -\frac{B}{2C} \pm \sqrt{(\frac{B}{2C})^2 - \frac{A}{C}},$$

где $B = 2W_1 ctg\ \beta\ K_p(2R–H–K) – HK_p ctg\ \beta + 4HK_p ctg\ \beta\ W_1$; $K_p$ – коэффициент разрыхления; Н – мощность торфов (рис. 4.42); R – радиус разгрузки драглайна ($R_r=R_p=R$); К – ширина бермы

$$W_1 = \frac{\sin\alpha * \sin}{2\sin(180^0 - \alpha - \varphi)};$$

β – угол откоса торфов разреза; φ – поперечный угол наклона долины.

$$C = 4ctg^2\beta W_2 - ctg\beta - W_1 K_P ctg^2\beta;$$

$$W_2 = \frac{\sin\beta * \sin\gamma}{2\sin(180^0 - \beta - \gamma)},$$

$$A = A_1 + A_2 + A_3;$$

$$A_1 = 2R_P HK_P - 2H^2 K_P - KHK_P + H^2 K_P;$$

$$A_2 = -W_1 K_P (2R_P - 2H - K)^2;$$

$$A_3 = -4HW_1 K_P (2R_P - 2H - K) - 4H^2 K_P W_1$$

Предельная ширина заходки определяется

$$У = R_Ч + R_P - Hctg\ \alpha - K - H_O ctg\beta.$$

Сечение вскрышной заходки определяется

$$S_1 = (У + H)H - (У + 2H)^2 W_1.$$

Если поверхность ровная и угол γ = 0, то высота отвала определяется

$$H_O = -\frac{K_P H_B}{2} \pm \sqrt{(0{,}5K_P H_B)^2 + (2RH_B K_P - T_1 K_P H_B - H_B^2 K_P)tg\beta}.$$

Если расчетная высота отвала Но≥Нр, то принимаем в этом случае параметры схемы (рис. 4.42б), которые определяются из следующей системы уравнений:

$$\begin{cases} (H + У)H - (2H + У)^2 * W_1 = H_P^2 ctg\beta + бH_O - (2H_P ctg\beta + б)^2 * W_2 \\ B_1 + K + H_P ctg\beta + б \le R_Ч + R_P \end{cases}.$$

После подстановки и преобразований данных уравнений получим выражение для определения предельной ширины заходки

$$У = -\frac{B_1}{2C_1} \pm \sqrt{(\frac{B_1}{2C_1})^2 - \frac{A_4}{C_1}},$$

где $B_1 = HK_p - 4HK_pW_1 + H_p - 2W_2(2H_pctg\beta + Q)$; $Q = R_ч + R_p - 2H_Bctg\alpha - K - Hpctg\beta$; $C_1 = W_2 - W_1K_p$; $A_4 = K_pH^2 - 4H^2K_pW_1 - H^2_pctg\beta - H_pQ + W_1(2H_pctg\beta + Q)^2$

Если поверхность равнинная и угол уклона поперек долины γ = 0, то ширина заходки находится по более простой формуле

$$У = \frac{H_B^2 K_P + 2H_P R - KH_P}{K_P H_B + H_P},$$

Ширина отвала по верху «б» определяется из выражения:

$$б = 2R - У - K - H_P ctg\beta_\alpha.$$

Для облегчения расчетов по данным формулам составлена программа на ЭВМ. Результаты расчетов ширины заходки У и площади поперечного сечения S в зависимости от мощности вскрыши Н и угла наклона поперек долины γ (рис. 4.43), где линия cd показывает, что расчет параметров схемы проводился по формулам, т. е. для отвалов с треугольным сечением, а ниже данной линии расчеты проводились по формулам для трапецеидального отвала. Из рис. 4.43а можно найти ширину заходки в зависимости от угла наклона γ и мощности торфов, а из рис. 4.43б определить площадь сечения заходки.

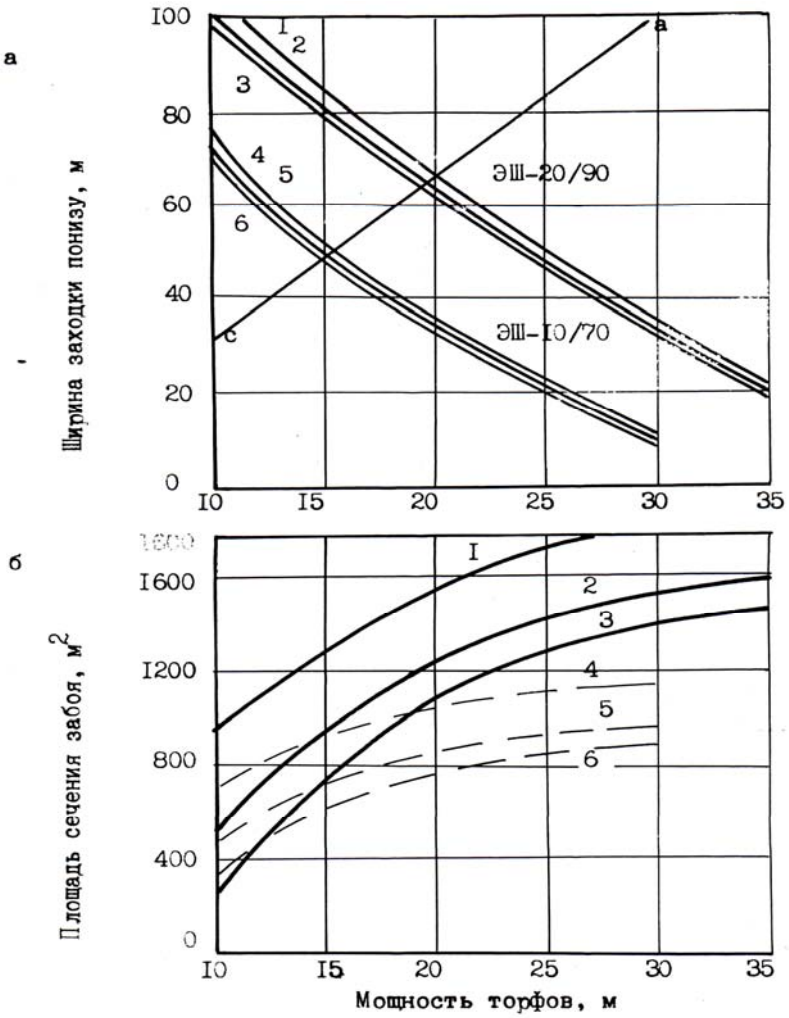



Рис. 4.43. Зависимость изменения ширины первой заходки и площади сечения забоя от мощности торфов:
I, 2, 3 – для ЭШ-20/90 при поперечном угле наклона долины I, 5, 7 °; 4, 5, 6 – тоже для ЭШ-10/70

### *Параметры схем вскрышных заходок, размещаемых в отвалы на плотик без переэкскавации*

Вторая заходка выкладывается на плотик россыпи после выемки пласта первой заходки. Параметры ее определяются условиями размещения отвала пустых пород. Поперечное сечение отвала второй заходки можно представить как разницу между треугольниками авс и dec (рис. 4.44). Расстояние от оси прохода драглайна до вершины отвала не может превышать его радиуса разгрузки.

Высоту отвала можно определить из следующего выражения:

$$H_{02} = (R_ч - 0{,}5Д - T_1 - (H_2 + m_2)ctg\alpha - T_2)tg\beta,$$

где $H_{02}$ – высота отвала второй заходки, м; $T_1$ – расстояние от базы драглайна до верхней бровки вскрышного уступа определяется условиями устойчивости от-

коса уступа, м; $H_2$, $m_2$ – мощность торфов и пласта второй заходки, м; $T_2$ – расстояние от уступа второй заходки до отвала, м.

Ширина основания отвала X (рис. 4.44) определяется из выражения:

$$X = У - 2m_1 ctg\alpha - T_2$$

Площадь поперечного сечения отвала находится из выражения:

$$S_{ОТВ} = H_{02}^2 ctg\,\beta - \frac{(2H_{02} ctg\,\beta - x)^2 \sin\alpha * \sin\beta}{2\sin(180^0 - \alpha - \beta)}$$

Приравняв объемы вскрышной заходки и отвала и подставив значения $H_{02}$

$$У_2 = \frac{H_{02}^2 ctg\,\beta - \frac{(2H_{02} ctg\,\beta - x)^2 \sin\alpha - \sin\beta}{2\sin(180^0 - \alpha - \beta)}}{K_P H_2}$$

и X, определяем ширину второй заходки:

Схема должна удовлетворять условию: $H_{02} \le m + H_2 + H_p$.

Если ширина заходки по расчету получается большой, то ее можно ограничить шириной 40–50 м, это позволит уменьшить угол поворота драглайна и повысить его производительность.

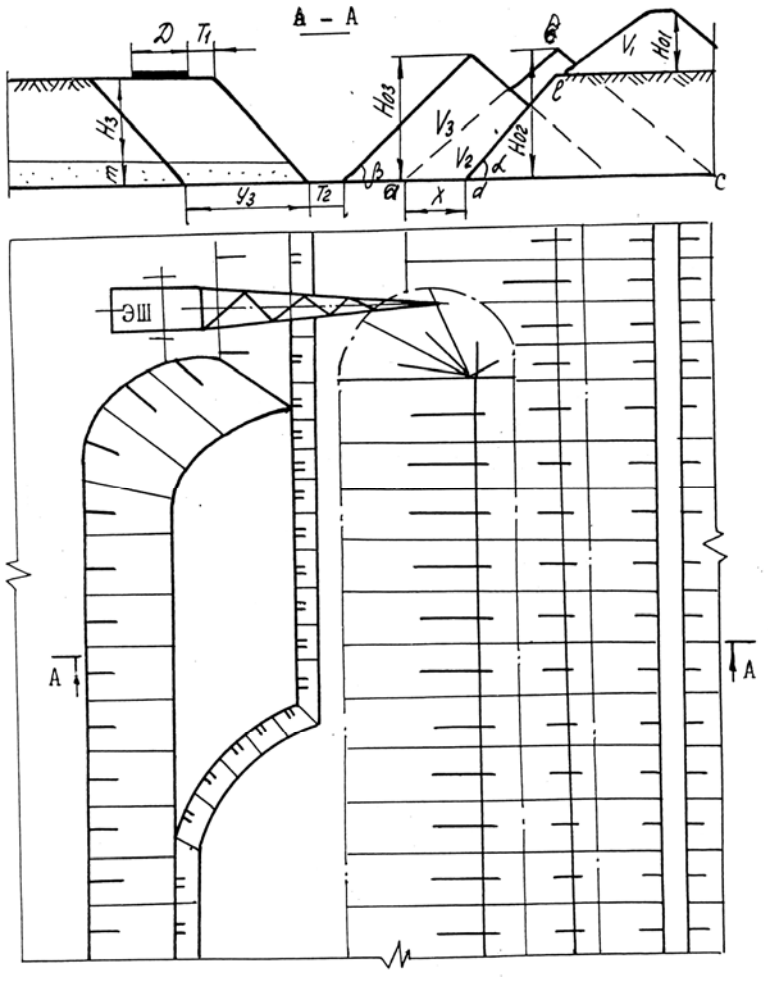



Рис. 4.44. Определение параметров второй и третьей заходки

### *Определение параметров третьей и последующих заходок*

В отличие от формы сечения второго отвала, где одна сторона опирается на борт россыпи, в данном случае отвал опирается на откос отвала второй заходки или предыдущей заходки. Параметры заходки зависят от размеров второй заходки и мощности торфов третьей или последующей, вследствие того, что параметры россыпи в поперечном сечении постоянно меняются.

По аналогии с определением высоты отвала $H_{02}$ для третьей заходки

$$H_{03} = [R - 0,5Д + T_1 + (H_3 + m_3)ctg\,\alpha + T_2]tg\,\beta$$

Ширина третьей заходки из равенства объемов заходки и отвала и в соответствии с рис. 4.44 определяется из выражения

$$У_3 = \frac{H_{03}У_2 - 0,25У_2^2 tg\,\beta}{H_3 K_P}$$

Для любой очередной i-й заходки ее ширина определяется из выражения

$$У_i = \frac{H_{OI}У_{i-1} - 0,25У_i^2 + tg\beta}{H_i K_P}$$

**ПРИМЕР**

Рассчитать параметры схемы для россыпи шириной 475 м с мощностью пласта 2 м, торфов 20 м. Угол наклона бортов уступов 45°, угол откоса отвала 37°. Для вскрышных работ применяется экскаватор ЭШ-20/90. Угол уклона поперек долины у борта россыпи 5°, далее россыпь выполаживается.

**Решение**

Применяем расстояние $T_1$ = 8 м, $T_2$ = 5 м. Радиус черпания $R_ч$ – 83 м, диаметр базы драглайна – 14 м. Находим по графику рис. 4.43 ширину первой заходки У = 61,4 м. Ширина отвала Х равна

$$X = 61,4 - 2*2 - 5 = 52,4м$$

Высота отвала второй заходки находится по формуле

$$H_{02} = (83 - 7 - 8 - (21 + 2)1 - 5) * 0,753 = 30м$$

Ширина второй заходки равна

$$У_2 = \frac{30^2 * 1,327 - \dfrac{(2*30*1,327 - 52,4)^2\, 0,707*0,608}{2*0,99}}{1,25*21} = \frac{1184,3 - 163}{1,25*21} = 39,3м$$

Для определения третьей заходки находится высота $H_{03}$ по формуле. Так как мощность пласта и торфов задана постоянной, то $H_{03}$ также равна 30 м. Ширина третьей заходки, разрабатываемой без переэкскавации, находится по формуле:

$$У_3 = \frac{30 * 39,3 - 0,25 * 39,3^2 * 0,753}{1,25 * 21} = \frac{1179 - 290,7}{1,25 * 21} = 33,8\,м$$

Аналогичным образом производится расчет и последующих заходок. Для составления проектов необходимо рассматривать различные варианты разработки, для ускорения расчетов составлена программа на ЭВМ в диалоговом режиме «КІВД», которая позволяет получить результаты в виде таблиц. Примеры расчета для конкретного месторождения при различной мощности торфов приводятся в табл. 4.57 и 4.58, из которых видно, что с увеличением мощности торфов от 15 до 30 м ширина заходки уменьшается, причем с увеличением порядкового номера заходки расчетная ширина заходки также уменьшается. Если принять для ЭШ-20/90 минимальную ширину заходки 30 м, то работа драглайна без переэкскавации ограничивается тремя заходками при мощности торфов 21 м, двумя заходками при мощности более 25 м (табл. 4.57). Аналогичным образом производится расчет для ЭШ-10/70 при мощности торфов более 19 м (табл. 4.58). Отработка россыпи узкими заходками связана с большими трудностями при промывке песков, поэтому переходят к более сложным схемам с установкой драглайна на подуступе и с переэскавацией.

### *Разработка россыпей продольными заходками вдоль долины с переэскавацией*

Из ранее изложенного видно, что разработка вскрышных пород без переэкскавации ограничивается мощностью торфов до 20–25 м.

С целью увеличения области применения схем с внутренним отвалообразованием, переходят на более сложные схемы с установкой драглайна на подуступе и с переэскавацией вскрышных пород.

Если в рассматриваемых ранее схемах расчетная ширина заходки получается небольшая, т. е. меньше рассчитанной исходя из условий Правил технической эксплуатации, то вынимается дополнительный объем пород сечением abcd (рис. 4.45а) при выемке второй заходки или $a_2в_2c_2d_2$ (рис. 4.45б) при выемке третьей заходки.

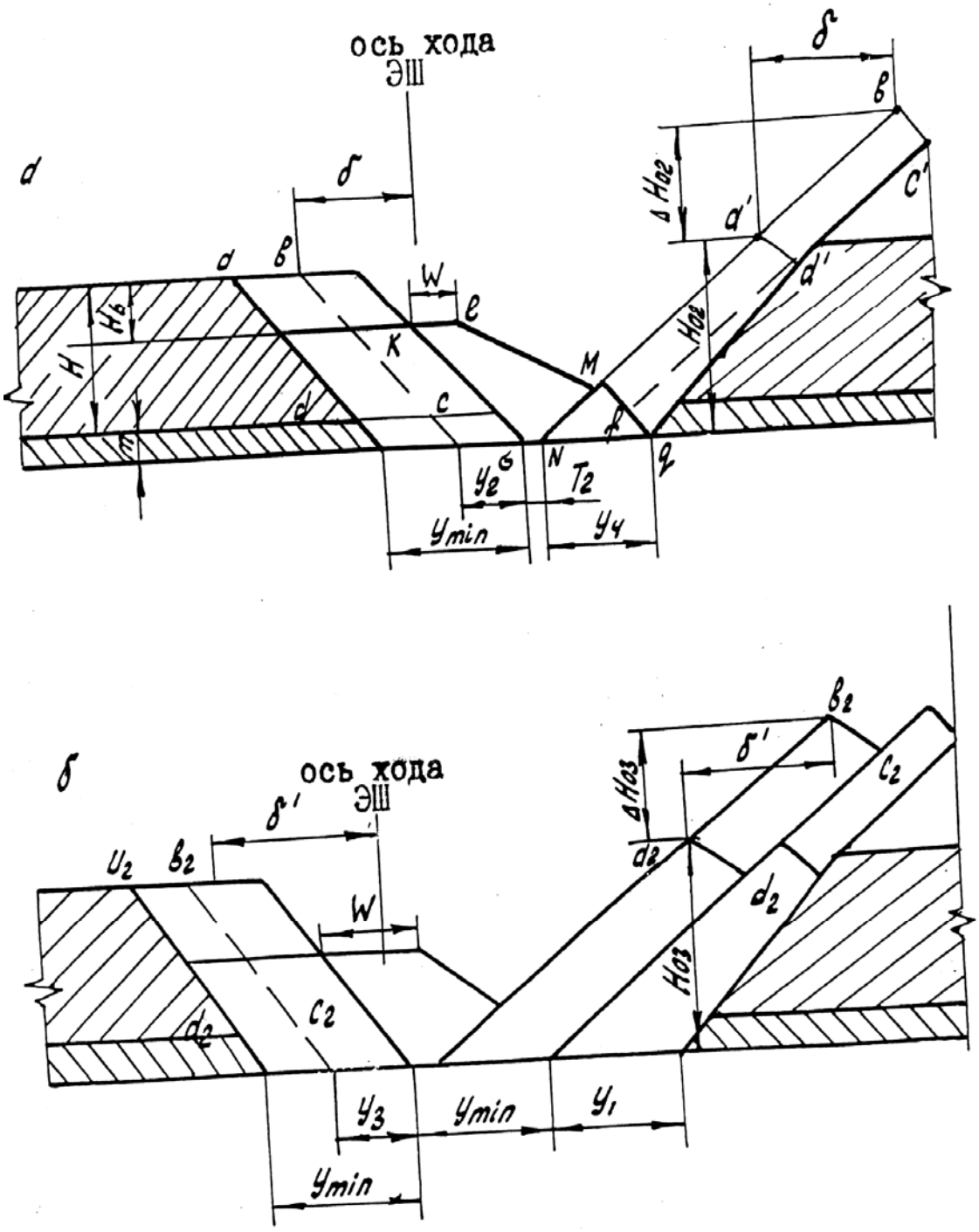



Рис. 4.45. Определение параметров заходок для усложненных схем работы драглайна:
а – выемка второй заходки, б – выемка третьей заходки

Таблица 4.57

Параметры схем вскрышных работ с применением экскаватора ЭШ-10/70

| Мощность торфов, м | Высота отвала второй заходки, м | Возможная ширина заходки, м | | | | | Сечение заходки, м | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | первой | второй | третьей | четвертой | пятой | первой | второй | третьей | четвертой | пятой |
| 13 | 26 | 36 | 34 | 40 | 45 | 47 | 645 | 410 | 521 | 585 | 623 |
| 15 | 24 | 43 | 32 | 31 | 30 | 30 | 871 | 437 | 472 | 462 | 555 |
| 19 | 21 | 35 | 18 | 13 | 10 | 9 | 1028 | 572 | 257 | 202 | 164 |
| 21 | 20 | 25 | 10 | 6 | 5 | 3 | 960 | 201 | 137 | 97 | 70 |
| 25 | 17 | 17 | 3 | 1 | 1 | 2 | 1043 | 294 | 43 | 23 | 122 |

Примечание: мощность пласта принята 4 м.

Таблица 4.58

Параметры схем вскрышных работ с применением экскаватора ЭШ-20/90

| Мощность торфов, м | Высота отвала второй заходки, м | Возможная ширина заходки, м | | | | | Сечение заходки, $м^2$ | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | первой | второй | третьей | четвертой | пятой | первой | второй | третьей | четвертой | пятой |
| 15 | 32 | 78 | 72 | L [72] | 72 | 72 | 1513 | 1080 | 1084 | 1085 | 1086 |
| 17 | 31 | 56 | 48 | 49 | 47 | 45 | 1488 | 864 | 840 | 820 | 815 |
| 19 | 29 | 56 | 41 | 37 | 35 | 33 | 1433 | 775 | 708 | 666 | 655 |
| 21 | 28 | 50 | 31 | 26 | 23 | 20 | 1490 | 656 | 549 | 480 | 430 |
| 23 | 26 | 44 | 24 | 18 | 15 | 12 | 1537 | 544 | 414 | 331 | 272 |
| 25 | 25 | 38 | 17 | 12 | 9 | 6 | 1575 | 439 | 302 | 218 | 162 |
| 27 | 23 | 34 | 13 | 8 | 5 | 3 | 1647 | 383 | 223 | 144 | 95 |
| 29 | 21 | 27 | 8 | 5 | 3 | 2 | 1629 | 249 | 239 | 80 | 47 |

Примечание: мощность пласта принята 4 м.

Этот объем будет располагаться на отвале выше отвала с отметкой $H_{02}$ и $H_{03}$. Для оптимизации схемы необходимо обосновать следующие параметры:

1. Определить высоту верхнего подуступа $H_в$. При этом следует учитывать, что с увеличением высоты **верхнего подуступа снижается производительность драглайна. Согласно единым нормам выработки произво**дительность драглайна при работе с верхним черпанием снижается на 10 %, однако исследования показывают, что процент увеличивается на большую величину, особенно, если торфа содержат валунную фракцию. Максимальная высота верхнего подуступа $H_р$ ограничивается высотой разгрузки драглайна $H_в \le (0,6+0,8)H_р$.

2. Обосновать объем переэкскавации $V_п$, в том числе ширину насыпи – W (рис. 4.45). При проектировании схемы стремятся к тому, чтобы объемы работ по переэкскавации были минимальными:

а) высота подуступа и насыпи, на которой установлен драглайн, должна соответствовать условию отвалообразования:

для второй заходки $m + H - H_в + H_р \ge H_{02} + \Delta H_{02}$;

для третьей заходки $m + H - H_в + H_р \ge H_{03} + \Delta H_{03}$;

увеличение высоты отвалов второй и третьей заходки $H_{02}$ и $\Delta H_{03}$ определяется по формулам

$$\Delta H_{02} = \frac{(У_{\min} - У_2) H * K_P}{(У_1 - T_2)\sin\beta - \dfrac{H * \cos(90^0 - \beta - \alpha)}{\sin\alpha}}$$

$$\Delta H_{03} = \frac{(У_{\min} - У_3) H * K_P}{(У_2 - T_2)\sin\beta},$$

где $У_1$ – ширина первой заходки понизу, м, $У = У_1 - 2mctg\alpha$; $У_2$, $У_3$ – ширина второй и третьей заходки, м; $У_{\min}$ – минимальная ширина заходки

$$У_{\min} = a + R_K + T_1,$$

где а – безопасное расстояние от кузова драглайна до уступа, м; а = 1,5 м; $R_к$ – радиус вращения кузова, для ЭШ-20/90; $R_к$ = 18,5 м, для ЭШ-10/70 $R_к$ = 15 м.

Величина горизонтального смещения

$$б = \Delta H_{02} ctg\beta.$$

Расчетная величина увеличения высоты отвала второй заходки $\Delta H_{02}$ приводится в табл. 4.59.

Объем переэкскавации, приходящийся на 1 м длины, равен

$$V_П = W(m + H - H_В) + 0,5(m + H - H_В)^2 (ctg\beta - ctg\alpha) - V_1 \ ,$$

где

$$V_1 = \frac{\left[W - (m + H - H_В)(ctg\beta - ctg\alpha) - T_2\right]^2 \sin^2\beta}{2\sin(180^0 - 2\beta)},$$

где W – ширина площадки насыпи

$$W = б - H_в ctg\alpha = \Delta H_{02} ctg\beta - H_в ctg\alpha$$

или для любой i-й заходки

$$W_I = \Delta H_{OI} ctg\beta - H_{BI} ctg\alpha$$

Коэффициент переэкскавации для i-й заходки

$$K_{ПС} = \frac{V_{ПI}}{У_{\min} * H_i * K_P},$$

Таблица 4.59

Увеличение высоты отвала второй заходки

| Мощность вскрыши, м | Ширина первой заходки, м | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 25 | 30 | 35 | 40 | 45 | 50 | 55 | 60 |
| Экскаватор ЭШ-20/90 | | | | | | | | |
| 18 | 13 | – | – | – | – | – | – | – |
| 20 | 26 | 9 | – | – | – | – | – | – |
| 22 | – | 20 | 9 | 3 | – | – | – | – |
| 24 | – | – | 18 | 10 | 6 | 3 | 1 | |
| 26 | – | – | 28 | 19 | 13 | 10 | 7 | 6 |
| 28 | – | – | 38 | 28 | 21 | 17 | 14 | 12 |
| 30 | – | – | – | 317 | 29 | 24 | 20 | 18 |
| Экскаватор ЭШ-10/70 | | | | | | | | |
| 16 | 7 | – | – | – | – | – | – | – |
| 18 | – | 8 | 3 | – | – | – | – | – |
| 20 | – | 18 | 10 | 7 | 4 | 3 | 2 | – |
| 22 | – | – | 19 | 14 | 11 | 9 | 8 | – |
| 24 | – | – | – | 22 | 18 | 15 | 14 | – |
| 26 | – | – | – | 30 | 25 | 22 | 20 | – |

**ПРИМЕР**

Рассмотрим предыдущий пример с увеличением мощности торфов до 25 м и пласта до 4 м.

Находим по графику рис. 4.43 ширину первой заходки У = 48м. Определяем ширину отвала второй заходки по формуле

$$X = 48 - 24 - 5 = 35м .$$

Высота отвала второй заходки по формуле

$$H_{02} = [83 - 7 - 8 - (4 + 25) * 1 - 5]0,753 = 25,6м$$

Расчетная ширина второй заходки определяется по формуле:

$$У_2 = \frac{25,6^2 * 1,327 - \frac{(2 * 25,6 * 1,327 - 35)^2 0,7 * 0,6}{2 * 0,99}}{25 * 1,25} = 20,4м$$

Определяем Ymin по формуле для ЭШ-20/90

$$У_{min} = 1,5 + 18,5 + 7 + 3 = 30 \text{ м}$$

Рассчитаем величину $\Delta H_{02}$ по формуле

$$\Delta H_{02} = \frac{(30 - 20,4)25 * 1,25}{(40^2 - 5)0,6 - 25 * 0,139 / 0,7} = 18,6 м$$

Принимаем высоту верхнего подуступа равной 15 м $H_В = 15$ м.
Определяем ширину насыпи по верху

$$W = 18,6 * 1,327 - 15 * 1 = 9,7 м$$

Рассчитываем коэффициент переэкскавации по формуле

$$V_П = 9,7(4 + 25 - 15) + 0,5(4 + 25 - 15)^2 0,327 - 0 = 167,8 м^2$$

Находим предварительно объем $V_1$ по формуле 6.44

$$V_1 = \frac{[9,7 - (4 + 25 - 15)0,327 - 5]^2 0,362}{2 * 0,96} = 0$$

Объем переэкскавации:
Коэффициент переэкскавации по формуле

$$K_П = \frac{167,8}{30 * 25 * 1,25} = 0,179$$

Аналогичным образом производятся расчеты и для других заходок, например мощность торфов от 18 до 30 м, пласта m = 4 м, ширина первой заходки $У_1$, от 25 до 60 м значения коэффициентов переэкскавации для драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-10/60 приводятся в табл. 4.60 и 4.61.

Из табл. 4.60 и 4.61 видно, что с увеличением ширины подотвальной площади коэффициент переэкскавации уменьшается или есть возможность отработки без него (прочерки в таблицах справа).

Увеличение мощности торфов приводит к повышению коэффициента переэкскавации, но его можно уменьшить за счет регулирования высоты подуступа. Сравнение значений коэффициентов переэкскавации для высоты верхнего подуступа 3 и 15 м показывают его сокращение в 3 и более раза, но возможности применения экскаваторов также ограничены по условиям высоты разгрузки драглайна и снижения производительности, поэтому прочерки справа в табл. 4.60 и 4.61 показывают, что схему применять нельзя.

Таким образом, регулируя высоту установки драглайна и ширину предыдущей заходки можно добиться оптимизации параметров. На глубоких россыпях с большой мощностью торфов для отработки россыпи широкими заходами (полосами) переходят на более сложные схемы, которые рассматриваются ниже.

Таблица 4.60

Коэффициенты переэкскавации при разработке второй вскрышной заходки драглайном ЭШ-20/90

| Мощность торфов, м | Высота, верхнего уступа, м | Ширина площади, для размещения отвала, м | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 25 | 30 | 35 | 40 | 45 | 50 | 55 | 60 |
| 18 | 5 | 0,465 | – | – | – | – | – | – | – |
| | 7 | 0,351 | – | – | – | – | – | – | – |
| | 10 | 0,209 | – | – | – | – | – | – | – |
| | 15 | 0,044 | – | – | – | – | – | – | – |
| 20 | 5 | 0,986 | 0,335 | – | – | – | – | – | – |
| | 7 | 0,815 | 0,236 | – | – | – | – | – | – |
| | 10 | – | 0,111 | – | – | – | – | – | – |
| 22 | 5 | – | 0,991 | 0,462 | 0,148 | – | – | – | –. |
| | 7 | – | 0,833 | 0,350 | 0,061 | – | – | – | – |
| | 10 | – | 0,689 | 0,249 | – | – | – | – | – |
| | 15 | – | 0,496 | 0,121 | – | – | – | – | – |
| 24 | 5 | – | 1,372 | 0,825 | 0,456 | 0,227 | 0,088 | 0,004 | – |
| | 7 | – | 1,175 | 0,684 | 0,347 | 0,135 | 0,007 | – | – |
| | 10 | – | – | 0,497 | 0,204 | 0,018 | – | – | – |
| | 15 | – | – | 0,249 | 0,023 | – | – | – | – |
| 26 | 5 | – | – | 1,373 | 0,933 | 0,638 | 0,447 | 0,327 | 0,254 |
| | 7 | – | – | 1,185 | 0,785 | 0,513 | 0,337 | 0,225 | 0,157 |
| | 10 | – | – | 0,928 | 0,585 | 0,347 | 0,191 | 0,092 | 0,031 |
| | 15 | – | – | – | 0,314 | 0,128 | 0,005 | – | – |

Таблица 4.61

Коэффициенты переэкскавации при разработке второй вскрышной заходки драглайном ЭШ-10/70

| Мощность торфов, м | Высота верхнего уступа, м | Ширина площади для размещения отвала, м | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 25 | 30 | 35 | 40 | 45 | 50 | 55 | 60 |
| 14 | 5 | 0,442 | – | – | – | – | – | – | – |
| | 10 | – | – | – | | – | – | – | – |
| 16 | 5 | – | 0,297 | – | – | – | – | – | – |
| | 10 | – | 0,046 | – | – | – | – | – | – |
| 18 | 5 | – | 0,918 | 0,355 | 0,047 | – | – | – | – |
| | 10 | – | – | 0,085 | – | – | – | – | – |
| 20 | 5 | – | – | 0,953 | 0,537 | 0,296 | 0,161 | 0,092 | 0,062 |
| | 10 | – | – | 0,530 | 0,217 | 0,032 | – | – | – |
| 22 | 5 | – | – | 1,668 | 1,163 | 0,838 | 0,643 | 0,533 | 0,483 |
| | 10 | – | – | – | 0,688 | 0,438 | 0,284 | 0,194 | 0,148 |
| 24 | 5 | – | – | – | 1,969 | 1,570 | 1,320 | 1,180 | 1,126 |
| | 10 | – | – | – | – | 0,991 | 0,792 | 0,673 | 0,617 |
| 26 | 5 | – | – | – | – | 2,587 | 2,307 | 2,175 | 2,179 |
| | 10 | – | – | – | – | 1,759 | 1,538 | 1,418 | 1,396 |

Примечание: прочерки справа – отсутствие коэффициента переэкскавации, слева – нет возможности применения схемы по параметрам экскаватора.

## 4.7. ВСКРЫШНЫЕ РАБОТЫ ДРАГЛАЙНАМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПИ ШИРОКИМИ ЗАХОДКАМИ

Разработка россыпи широкими добычными забоями (полосами) применяется с целью увеличения подготовленных запасов с 1 м фронта работ. Данную технологию применяют при разработке мерзлых песков бульдозерами с постоянным оттаиванием мерзлоты за счет солнечной радиации. Узкая полоса приводит к увеличению длины транспортирования песков.

Например. Сравним длину транспортирования пород бульдозером при ширине полосы 30 м и 120 м. Исходя из производительности промывочной установки в 50 $м^3$/ч, при скорости оттаивания песков 0,1 м/сут необходимая длина полосы составит 400 м (24 ч · 50 $м^3$/ч / 30 · 0,1 = 400). Обычно рабочую доставку бульдозером ограничивают 100 м, так как при большой длине транспортирования песков производительность сильно снижается. Учитывая изложенное, принимаем ширину полосы в 4 раза шире, т. е. 120 м.

Безусловно, что широкие полосы приведут к усложнению схемы вскрышных работ и увеличению коэффициента переэкскавации, тем не менее для оптимизации технологии в целом необходима методическая проработка данного вопроса.

Рассмотрим наиболее характерные схемы разработки россыпей широкими полосами:

– с проведением «опережающей траншеи» (рис. 4.46);

– с установкой драглайна на предотвале (рис. 4.47);

– с установкой драглайна на предотвале и проведением «опережающей траншеи» (рис. 4.48).

### *Схема с проведением «Опережающей траншеи»*

Преимуществом данной схемы является то, что производительность драглайна при разработке забоя более высокая, так как драглайн располагается на устойчивом основании вскрышного уступа, а не на отвале. Так как полоса, разрабатываемая драглайном, широкая (рис. 4.46), то она отрабатывается с нескольких проходов драглайна. В первую очередь разрабатывается траншея шириной ВВ с оси ОХ, а дальше – оставшаяся часть нижнего и верхнего подуступав с оси $ОХ_2$.

При большой ширине полосы разработка возможна также с трех и более осей, прохода экскаватора (рис. 4.46). Ширина первой заходки

$$BB = У + m + T_2 + H_0 ctg\beta + Hctg\alpha - 2R_P,$$

где У – ширина добычного забоя, м; m – мощность пласта; $Т_2$ – расстояние от отвала до уступа, м; $Н_о$ – высота отвала, м; β и α – углы отвала и уступа; Н – мощность торфов, м.

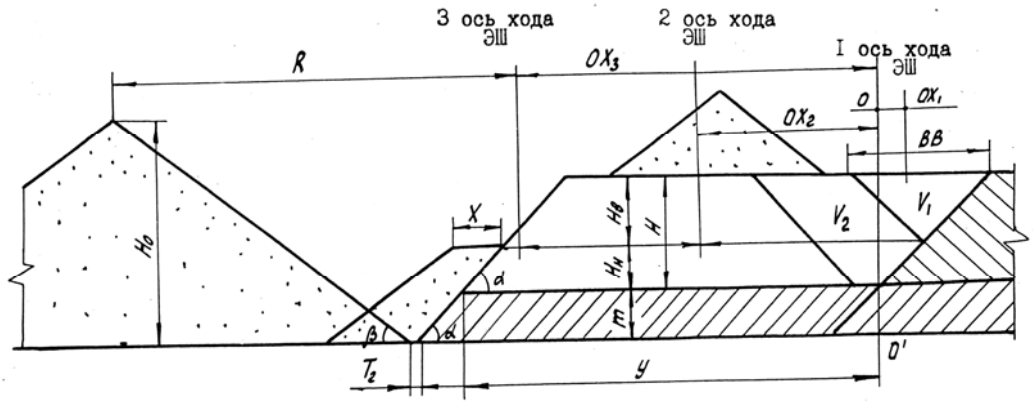



Рис. 4.46. Определение объемов переэкскавации
при проведении опережающей траншеи

Объем породы, приходящийся на 1 м фронта работ, составляет

$$S_{BB} = (BB - Hctg\alpha)H$$

В том случае, если ширина ВВ < 2Н, то форма поперечного сечения траншеи треугольная. Площадь такой фигуры

$$S_{BB} = \frac{B_B^2 \sin 45^\circ \sin 45^\circ}{2\sin(180^\circ - 2*45^\circ)} = 0.25\,BB^2$$

Данные работы связаны с перевалкой и их можно выразить коэффициентом переэкскавации

$$K_{П2} = S_{BB} / H * У$$

Положение осей прохода драглайна

$$OX_1 = BB * 0{,}5 + H;$$

$$OX_3 = У + m + T_2 + H_O ctg\beta;$$

$$OX_2 = У + m + T_2 + H_O ctg\beta - R;$$

Коэффициент переэкскавации для данной схемы складывается из двух: $К_{п1}$ – отражает объемы перевалки при создании насыпи для установки драглайна на ось $ОХ_3$ и $К_{п2}$, отражающего объемы перевалки пустых пород при проведении «опережающей траншеи» шириной ВВ, объем насыпи определяется из выражения:

$$V_П = (m + H_H)(R - H_O ctg\beta - T_2 - (m + H_H)ctg\alpha - T_1 - 0{,}5Д) + 0{,}5(m + H_H)^2(ctg\beta - ctg\alpha) -$$
$$- 0{,}17[1{,}4(H_O + m + H_H) + T_1 + 0{,}5Д - R]^2$$

Коэффициент переэкскавации

$$K_П = \frac{V_П + S_{BB} * K_P}{H * У * K_P}.$$

Значения коэффициентов переэкскавации при отработке россыпи широкими полосами (до 120м) при мощности торфов от 10 до 40 м приводится в

табл. 4.62. Расчеты сделаны для мощности пласта 4 м при высоте верхнего подуступа 5 м. Из табл. 4.62 видно, что с увеличением мощности торфов и ширины полосы коэффициенты переэкскавации увеличиваются. Прочерки показывают, при какой мощности торфов и ширины полосы можно отрабатывать россыпь без переэкскавации.

Отработка россыпи широкими полосами приводит к увеличению объемов переэкскавации, приходящихся на 1 м фронта работ, для улучшения технико-экономических показателей следует рассмотреть схемы с установкой драглайна на отвале.

### *Схема с установкой драглайна на предотвале*

Преимуществом данной схемы (рис. 4.47) является проход драглайна по отвалу, что позволяет сместить ось прохода экскаватора и тем самым увеличить радиус разгрузки, это благоприятно скажется на уменьшении объемов работ под рекультивацию, сократятся в определенных условиях объемы переэкскавации. Недостатком данной схемы является необходимость проложения трассы на отвале. Если породы глинисто-илистые, то ввиду неустойчивости могут возникнуть дополнительные затраты для установки настила, кроме того, проход по лишней трассе, по сравнению с прямым проходом по забою, приведет к усложнению схемы и дополнительным организационным работам по созданию линии электропередач и переключению кабеля.

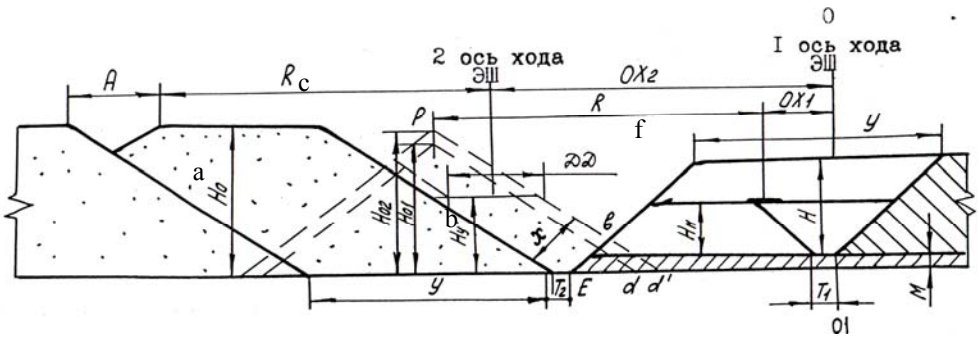



Рис. 4.47. Определение объемов переэкскавации
при установке драглайна на предотвале

Разработка торфов с установкой драглайна на предотвале может производиться с одной, двух или более осей прохода экскаватора. Работа драглайна с одной оси прохода возможна, если породы сложены слабосвязными, сыпучими материалами и ширина отрабатываемой полосы небольшая.

Рассмотрим схему работ драглайна с двух осей прохода (рис. 4.47). С первой оси прохода драглайна OX1 разрабатывается верхний подуступ и оконтуривается вдоль борта траншея для того, чтобы оставшаяся часть нижнего подуступа легче разрабатывалась при проходе драглайна по предотвалу с оси

ОХ2. Определяя положение первой оси прохода, следует учитывать, что ось должна быть максимально приближена к отвалу и удовлетворять условию:
где $Т_1$ – ширина опережающей траншеи по низу, м; Д – база драглайна.

$$ОХ1 = У - Н_Н - Т_1 - 0{,}5Д;$$

Положение второй оси прохода драглайна по отвалу находится из выражения:

а) отработка без проведения траншеи у борта вскрышного уступа

$$ОХ_2 = R_Ч - H_Н ctg\,\alpha$$

б) отработка с проведением траншеи у борта вскрышного уступа

$$ОХ_2^1 = R + T_1$$

Данная схема вскрышных работ (рис. 4.47) применима при соблюдении граничных условий

$$R > У + Н - Н_У - К_1 - 0{,}5Д;$$
$$H_P \rangle H_0 - H_У,$$

где $Н_у$ – высота установки драглайна на отвале или подуступе, м;

$$R > Y + (H_0 - H_y)ctgB + K_1 + 0{,}5Д,$$

$К_1$ – берма безопасности

Расчет схемы начинается с определения высоты отвала от разработки верхнего подуступа и опережающей траншеи вдоль борта вскрышного уступа (рис. 4.47).

Первоначально в отвал переваливается вскрыша в объеме

$$S_1 = У(Н - Н_Н) + (Т_1 + Н_Н)Н_Н,$$

где $Т_1$ – ширина траншеи по низу;
$Н_н$ – высота нижнего подуступа
Высота отвала от данных объемов равна

$$H_{01} = \sqrt{S_1 K_P tg\,\beta}\ .$$

Учитывая возможность подсыпки отвалом от площади $S_1$ старых отвалов и пласта песков, проверяем возможные параметры пересечения и вводим соответствующие поправки.

Площадь, подсыпаемая со стороны отвала, объемом $S_1$:

$$S_{abc} = \frac{(ав)^2 \sin^2 \beta}{2\sin(180^\circ - 2\beta)},$$

где ав – основание треугольника.

Если принять угол откоса β = 370, то формула упрощается:

$$S_{авс} = 0{,}187\,(ox_1 + R + H_O ctg\,\beta - 2У - T_2 - mctg\,\alpha)^2,$$

Таблица 4.62

Коэффициент переэкскавации при установке драглайна на подуступе

| Мощность тофов, м | Ширина отрабатываемой полосы, м | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 |
| Экскаватор ЭШ-20/90 | | | | | | | | | |
| 10 | – | – | – | – | – | – | – | 0,019 | 0,097 |
| 15 | – | – | – | – | – | – | 0,016 | 0,078 | 0,169 |
| 20 | – | – | – | 0,060 | 0,077 | 0,105 | 0,167 | 0,252 | 0,356 |
| 25 | 0,234 | 0,226 | 0,220 | 0,216 | 0,229 | 0,275 | 0,342 | 0,426 | 0,521 |
| 30 | 0,509 | 0,445 | 0,403 | 0,391 | 0,415 | 0,462 | 0,526 | 0,602 | 0,687 |
| 35 | 0,785 | 0,667 | 0,609 | 0,599 | 0,619 | 0,660 | 0,715 | 0,780 | 0,853 |
| 40 | 1,064 | 0,914 | 0,847 | 0,826 | 0,836 | 0,865 | 0,907 | 0,960 | 1,020 |
| Экскаватор ЭШ-10/70 | | | | | | | | | |
| 10 | – | – | – | – | 0,004 | 0,072 | 0,204 | 0,406 | 0,633 |
| 15 | – | 0,037 | 0,062 | 0,084 | 0,152 | 0,263 | 0,404 | 0,567 | 0,746 |
| 20 | 0,267 | 0,252 | 0,247 | 0,290 | 0,371 | 0,478 | 0,602 | 0,739 | 0,886 |
| 25 | 0,541 | 0,478 | 0,482 | 0,529 | 0,603 | 0,696 | 0,801 | 0,915 | 1,037 |
| 30 | 0,827 | 0,755 | 0,750 | 0,784 | 0,842 | 0,916 | 1,001 | 1,094 | 1,194 |

Площадь, подсыпаемая со стороны рабочего уступа:

$$ав = ox_1 + R + HO_1 ctg\beta - 2У - T_2 - mctg\,\alpha.$$

Величина ЕД находится из выражения:

$$Ed = У + mctg\,\alpha + HO_1 ctg\,\beta - OX_1 - R.$$

$$S_{Edr} = \frac{Ed^2 * \sin\alpha * \sin\beta}{2\sin(180^0 - \alpha - \beta)}.$$

Для угла откоса отвала β = 370° и откоса уступа α = 45°

$$S_{Efd} = 0{,}212(У + mctg\,\alpha + HO_1 ctg\beta - OX_1 - R)^2.$$

С учетом поправок высота отвала

$$H_{02} = \sqrt{(S_1 K_P + S_{авс} + S_{Efd})tg\beta}.$$

По величине $H_{02}$ делаем пересчет

$$od_1 = ox_1 + R - H_{02} ctg\beta$$

Основание треугольника, подсыпаемого со стороны рабочего борта

$$Ed_1 = OE - od_1 = У + mctg\alpha - (ox_1 + R - H_{02} ctg\beta)$$

Площадь треугольника с основанием $ed_1$

$$S_{ed'} = \frac{Ed_1^2 \sin\beta \sin\alpha}{2\sin(180^\circ - \alpha - \beta)}$$

Объем переэкскавации, приходящийся на 1м фронта работ, равен площади, выходящей за пределы конечного контура отвала

$$SP_1 = Pd' * x - Sed'$$

После подстановки $P_d$ и x формула примет вид

$$SP_1 = H_{02}(У + mctg\,\alpha + T_2 - ox_1 - R + H_{02} ctg\,\beta) - Sed'$$

Конечная высота отвала $H_o$ определяется с учетом впадин А (рис. 4.47):

$$H_O = HK_p + \frac{0{,}25A^2 tg\beta}{У},$$

Высота установки драглайна на предотвале

$$A = 2У + mctg\alpha + T_2 + HK_P ctg\beta - ox_2 - R$$

где $H_р$ – высота разгрузки экскаватора, м.

Кроме того, $H_у \geq H + m - 0{,}5H_р$.

Расчет коэффициентов переэкскавации для данной схемы следует произво-

$$H_У \geq H_0 - H_P,$$

дить с учетом возможных дополнительных работ на создание насыпи для прохода драглайна по оси $OX_2$ на высоте $H_у$. При этом можно выделить три наиболее характерных варианта:

1. Необходимо сделать дополнительную насыпь, которая находится за пределами первоначально отсыпанного отвала, объемом $S_1$ (рис. 4.48а).

2. Насыпь частично дополняет предотвал $S_1$ (рис. 4.48б).

3. Трасса проходит по предотвалу и работ для создания насыпи не требуется (рис. 4.49в).

Для создания насыпи в соответствии со схемой (рис. 4.48а) необходимо выполнить объемы с сечением abcde

$$SP_2 = H_У * ДД - S_{df},$$

где $SP_2$ – объемы насыпи, м$^2$; ДД – ширина насыпи поверху для прохода драглайна, м; $S_{df}$ – площадь треугольника с основанием df

$$S_{df} = 0{,}212(У + mctg\alpha - ox_2 + H_{У_1}ctg\beta + 0{,}5ДД)^2$$

$$ox_2 + 0{,}5ДД \leq ox_1 + R - (HO_2 - H_У)ctg\beta$$

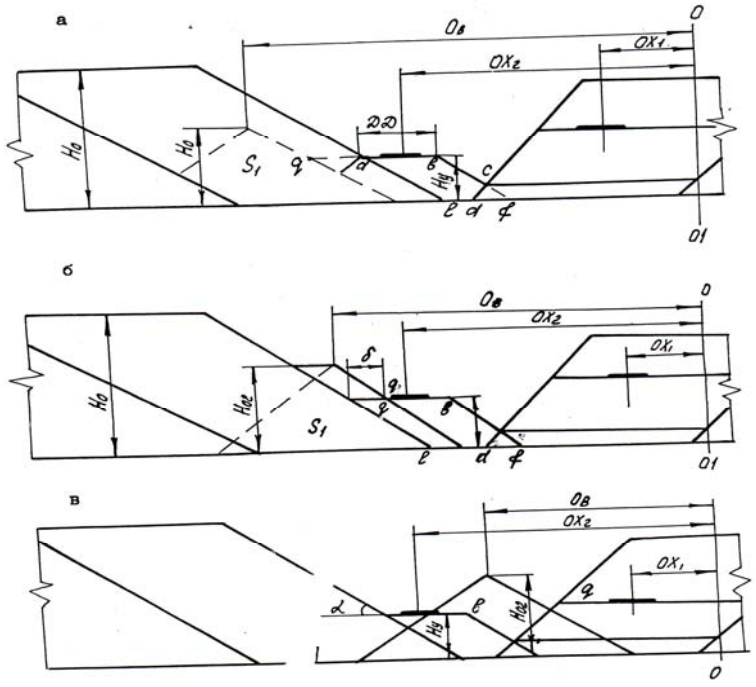



Рис. 4.48. Определение объемов переэкскавации для прохода драглайна по предотвалу: а – насыпь за пределами предотвала; б – насыпь частично дополняет предотвал; в – трасса прохода драглайна по предотвалу

### *Граничные условия применения данной схемы*

Для схемы с частичной подсыпкой предотвала для создания трассы прохода драглайна (рис. 4.48б) объемы дополнительно отсыпанных пород составят

$$SP_2 = H_y(ДД - б) - S_{df},$$

где б – часть насыпи шириной «qa», отсыпаемой при отработке верхнего подуступа

$$б = ox_2 + 0{,}5ДД - ox_1 - R + (HO_2 - H_y)ctg\beta$$

Граничные условия для данной схемы:

$$ox_2 + 0{,}5ДД > ox_1 + R - (HO_2 - H_y)ctg\beta > ox_2 - 0{,}5ДД$$

Для условий, когда трасса проходит по отвалу (рис. 4.48в)

$$SP_2 = 0$$

Граничные условия схемы (рис. 4.48в)

$$ox_2 - 0{,}5ДД \geq ox_1 + R - (HO_2 - H_y)ctg\beta$$

Коэффициент переэкскавации определяется из выражения

$$K_П = \frac{SP_1 + SP_2}{У * H * K_P}$$

Результаты расчетов параметров схемы для экскаваторов ЭШ-10/70 при мощности 25 м и 35 м, мощности пласта 4 м приводятся в табл. 4.63, из которой видно, как изменяется положение оси OX, ширина насыпи X и другие параметры схемы в зависимости от ширины забоя и высоты нижнего подуступа.

Таблица 4.63

Расчет параметров схемы при установке драглайна ЭШ – 10/70

| Мощность торфов, м | Ширина забоя, м | Высота нижнего подступа, м | Положение осей, м | | Ширина, м | Ширина насыпи, м | Высота промежуточного отвала, м | Высота установки драглайна на предот вале, м | Высота отвала, м |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | ox1 | ox2 | | | | | |
| 25 | 40 | 15 | 15 | 71 | – | 4,5 | 27,5 | 15,5 | 39 |
| | | 20 | 10 | 71 | 3,7 | 8,7 | 26,9 | 15,5 | 39 |
| | 50 | 15 | 25 | 71 | 0,6 | 5,6 | 28,3 | 15,5 | 40 |
| | | 20 | 20 | 71 | 3,8 | 8,8 | 27,0 | 15,5 | 40 |
| | 60 | 15 | 35 | 71 | 2 | 7 | 29,4 | 15,5 | 31 |
| | | 20 | 30 | 71 | 4,5 | 9,5 | 27,5 | 15,5 | 41 |
| | 70 | 15 | 30 | 71 | 3 | 8 | 31,6 | 15,5 | 43,5 |
| | | 20 | 40 | 71 | 5,6 | 10,7 | 28,4 | 15,5 | 43,5 |
| 30 | 40 | 20 | 10 | 71 | 8,8 | 13,8 | 30,8 | 20,5 | 39 |
| | | 25 | 5 | 71 | 14,7 | 19,7 | 31,4 | 20,5 | 39 |
| | 50 | 20 | 20 | 71 | 9,9 | 14,9 | 31,6 | 20,5 | 40 |

| Мощность торфов, м | Ширина забоя, м | Высота нижнего подступа, м | Положение осей, м | | Ширина, м | Ширина насыпи, м | Высота промежуточного отвала, м | Высота установки драглайна на предот вале, м | Высота отвала, м |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | ох1 | ох2 | | | | | |
| | | 25 | 15 | 71 | 14,8 | 19,8 | 31,5 | 20,5 | 40 |
| | 60 | 20 | 30 | 71 | 11,4 | 16,4 | 34,8 | 20,5 | 41 |
| | | 25 | 35 | 71 | 15,5 | 20,5 | 32,6 | 20,5 | 41 |

Величина коэффициентов переэкскавации в зависимости от мощности торфов (от 10 до 30 м) и ширины отрабатываемой полосы (от 40 до 80 м) при различной высоте подступа иллюстрируются в табл. 4.64. Для окончательного выбора схемы следует учитывать также другие факторы, влияющие на производительность экскаватора и себестоимость разработки песков.

В том случае, когда параметры экскаватора не позволяют применить схему с установкой драглайна на предотвале (рис. 4.46 и 4.47) переходят на более сложные с проходом драглайна с трех и более осей, с проведением опережающей траншеи.

Таблица 4.64

Коэффициенты переэкскавации при установке драглайна на предотвале

| Мощность торфов, м | Высота нижнего подуступа, м | Ширина отрабатываемой полосы, м | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 |
| Экскаватор ЭШ–20/90 | | | | | | |
| 10 | 5 | 0,206 | 0,169 | 0,131 | 0,114 | 0,103 |
| 15 | 5 | 0,175 | 0,144 | 0,127 | 0,115 | 0,107 |
| | 10 | 0,150 | 0,120 | 0,104 | 0,094 | 0,088 |
| 20 | 5 | 0,154 | 0,152 | 0,162 | 0,169 | 0,173 |
| | 10 | 0,137 | 0,137 | 0,150 | 0,159 | 0,165 |
| | 15 | 0,127 | 0,121 | 0,137 | 0,149 | 0,157 |
| 25 | 10 | 0,127 | 0,146 | 0,172 | 0,191 | 0,204 |
| | 15 | 0,119 | 0,127 | 0,159 | 0,181 | 0,197 |
| | 20 | 0,115 | 0,103 | 0,142 | 0,169 | 0,138 |
| 30 | 15 | 0,112 | 0,136 | 0,175 | 0,202 | 0,222 |
| | 20 | 0,109 | 0,108 | 0,155 | 0,188 | 0,211 |
| | 25 | 0,140 | 0,100 | 0,138 | 0,180 | – |
| Экскаватор ЭШ–10/70 | | | | | | |
| 10 | 5 | 0,181 | 0,154 | 0,139 | 0,131 | – |
| 15 | 5 | 0,202 | 0,218 | 0,228 | 0,236 | – |
| | 10 | 0,179 | 0,199 | 0,213 | 0,223 | – |
| 20 | 5 | 0,213 | 0,244 | 0,264 | – | – |
| | 10 | 0,187 | 0,227 | 0,252 | 0,270 | – |
| | 15 | 0,151 | 0,204 | 0,236 | 0,257 | – |
| 25 | 15 | 0,271 | 0,343 | 0,394 | – | – |
| | 20 | 0,288 | 0,349 | 0,393 | – | – |

### *Проведение «опережающей траншеи» и установка драглайна на предотвале*

Данная схема (рис. 4.49) имеет те же положения, что и предыдущая. Отличительной особенностью является то, что при большой ширине забоя вскрышные работы осуществляются с трех осей прохода драглайна.

Первым проходом вынимается объем вскрышных пород шириной ВВ

$$BB = У - H_H - K_1 - 0{,}5Д - R - H,$$

где $K_1$ – ширина бермы от бровки уступа до базы драглайна, м.

Объем вынимаемой траншеи определяется по формулам

$S_{вв}$= (ВВ – Н)Н, если ВВ > 2Н или $S_{вв} = 0{,}25ВВ^2$, если ВВ < 2Н.

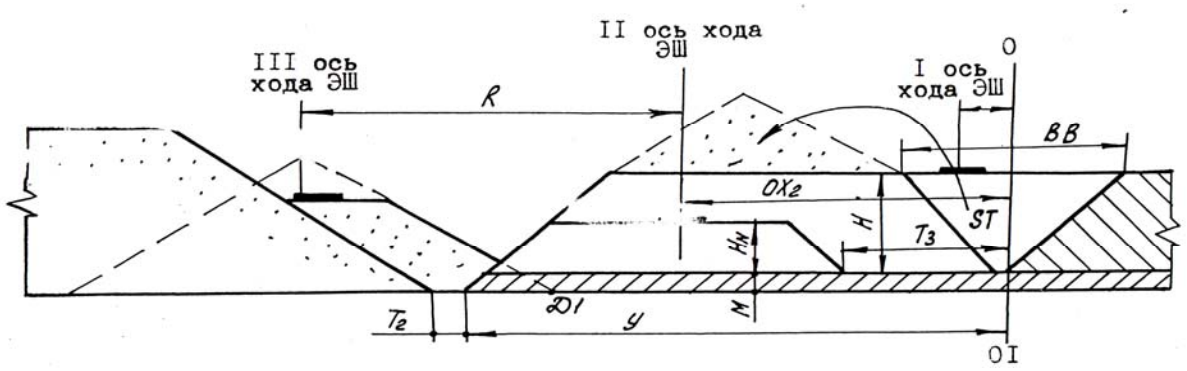



Рис. 4.49. Проведение «опережающей траншеи»

Положение первой оси прохода находится сравнением формул $ОХ_1$ = У – $Н_н$ – $К_1$ – 0,5Д и $ОХ_1$ = R – Н методом сравнения по минимуму. Положение второй оси прохода экскаватора находится по формуле $ОХ_2 = R+Т_3$, а третьей оси $ОХ_3 = ОХ_2+R$. Ширина траншей по низу $Т_3$ принимается обычно равной 5 м, но может принимать максимальное значение

$$T_3 = У - 2H_H - 2K_1 - Д$$

В остальном методика аналогична предыдущей, а коэффициент переэкскавации находится по формуле:

$$K_П = \frac{SP_1 + SP_2 + S_{ВВ}K_П}{У * Н * K_Р}$$

Характер изменения коэффициентов переэкскавации для рассматриваемой технологической схемы для драглайнов ЭШ-20/90 и ЭШ-10/70 приводится в табл. 4.65 и 4.66. Пользуясь расчетными значениями коэффициентов переэкскавации, можно определить объемы горной массы и учесть затраты на переэкскавацию при планировании себестоимости вскрышных работ.

Таблица 4.65

Коэффициенты переэкскавации при установке драглайна ЭШ-20/90 на предотвале и Проведении «опережающей траншеи»

| Мощность торфов, м | Высота нижнего подуступа, м | Ширина отрабатываемой полосы, м | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 |
| 10 | 5 | – | – | 0,116 | 0,177 | 0,249 |
| 15 | 5 | – | 0,106 | 0,135 | 0,188 | 0,257 |
| | 10 | – | – | 0,097 | 0,138 | 0,200 |
| 20 | 5 | – | 0,191 | 0,230 | 0,284 | 0,351 |
| | 10 | – | 0,174 | 0,202 | 0,248 | 0,307 |
| | 15 | – | 0,163 | 0,180 | 0,217 | 0,269 |
| 25 | 5 | 0,212 | 0,243 | 0,287 | 0,341 | 0,425 |
| | 10 | – | 0,225 | 0,261 | 0,309 | 0,366 |
| | 15 | – | 0,211 | 0,240 | 0,281 | 0,333 |
| | 20 | – | – | 0,223 | 0,258 | 0,305 |
| 30 | 10 | 0,231 | 0,269 | 0,338 | 0,412 | 0,490 |
| | 15 | – | 0,251 | 0,309 | 0,373 | 0,441 |
| | 20 | – | 0,243 | 0,288 | 0,341 | 0,399 |
| | 25 | – | – | 0,274 | 0,315 | 0,363 |
| 35 | 15 | 0,304 | 0,356 | 0,413 | 0,475 | 0,540 |
| | 20 | – | 0,341 | 0,389 | 0,443 | 0,500 |
| | 25 | – | 0,334 | 0,371 | 0,415 | 0,464 |
| | 30 | – | – | 0,358 | 0,392 | 0,433 |
| 40 | 20 | 0,382 | 0,425 | 0,473 | 0,526 | 0,581 |
| | 25 | – | 0,411 | 0,452 | 0,497 | 0,546 |
| | 30 | – | 0,404 | 0,435 | 0,497 | 0,514 |

Таблица 4.66

Коэффициенты переэкскавации при установке драглайна ЭШ-10/70 на предотвале и проведении «опережающей траншеи»

| Мощность торфов, м | Высота подуступа, м | Ширина отрабатываемой полосы, м | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 |
| 10 | 5 | – | 0,140 | 0,200 | 0,285 | 0,357 |
| 15 | 5 | 0,236 | 0,270 | 0,333 | 0,417 | 0,495 |
| | 10 | – | 0,240 | 0,289 | 0,362 | 0,444 |
| 20 | 5 | 0,286 | 0,332 | 0,415 | 0,527 | 0,637 |
| | 10 | 0,270 | 0,303 | 0,357 | 0,448 | 0,548 |
| | 15 | – | 0,281 | 0,326 | 0,388 | 0,466 |
| 25 | 10 | 0,346 | 0,418 | 0,500 | 0,587 | 0,677 |
| | 15 | 0,333 | 0,388 | 0,454 | 0,527 | 0,605 |
| | 20 | – | 0,368 | 0,416 | 0,475 | 0,541 |
| 30 | 15 | 0,440 | 0,498 | 0,563 | 0,633 | 0,705 |
| | 20 | 0,429 | 0,471 | 0,524 | 0,583 | 0,646 |
| | 25 | 0,425 | 0,452 | 0,491 | 0,539 | 0,594 |

### *Расчет затрат на вскрышные работы*

Планирование затрат на вскрышные работы, выбор технологической схемы и ее параметров должены производится с учетом объемов переэкскавации снижения производительности драглайна при отработке верхнего подуступа и работ по разравниванию отвалов для рекультивации

$$З_В = V_{ВН} * C_В + 1{,}1V_{ВВ} * C_В + K_П(V_{ВВ} + V_{ВП})C_П + K_{РЕК}(V_{ВВ} + V_{ВП})C_{РЕК},$$

где $З_в$ – затраты на вскрышные работы, р.; $V_{вн}$ – объем вскрышных работ драглайна при работе с нижним черпанием, м$^3$; $V_{вв}$ – тоже с верхним черпанием, м$^3$; $С_в$, $С_{п1}$, $С_{рек}$ – себестоимость вскрышных работ, переэкскавации и рекультивации, р/м$^3$; $К_п$ – коэффициент переэкскавации; $К_{рек}$ – коэффициент рекультивации, учитывает отношение объема работ, необходимых для выравнивания отвалов под рекультивацию, к объему вскрышных работ.

Объемы на разравнивание отвала для рекультивации находятся из разности площадей треугольников $S_{adc}$ и $S_{abc}$

$$S_{РЕК} = \frac{A^2 \sin^2 \beta}{2\sin(180^\circ - 2\beta)} - \frac{A^2 \sin^2 \gamma}{2\sin(180^\circ - 2\gamma)},$$

где А – расстояние между гребнями отвалов (рис. 4.50); β – угол откоса отвала, $^o$ (β=37$^o$); γ – угол откоса отвала, соответсвующий требованиям рекультивации (γ=18$^o$).

Для углов β=37 $^o$ и γ=18 $^o$ формула упрощается Sрек = 0,107А$^2$.

Коэффициент рекультивации

$$K_{РЕК} = \frac{S_{РЕК}}{S_В},$$

где $S_в$ – сечение вскрышного забоя, м.

Для схемы с установкой драглайна на отвале

$$A = 2У + mctg\alpha + T_2 + H_O ctg\beta - ox_2 - R,$$

где У – ширина заходки, м; m – мощность пласта, м; α – угол откоса уступа, градус; $Т_2$ – ширина полосы между отвалом и уступом ($Т_2$ = 5м); $Н_о$ – высота отвала, м; $ОХ_2$ – положение оси прохода драглайна по отвалу, м; R – радиус разгрузки драглайна, м.

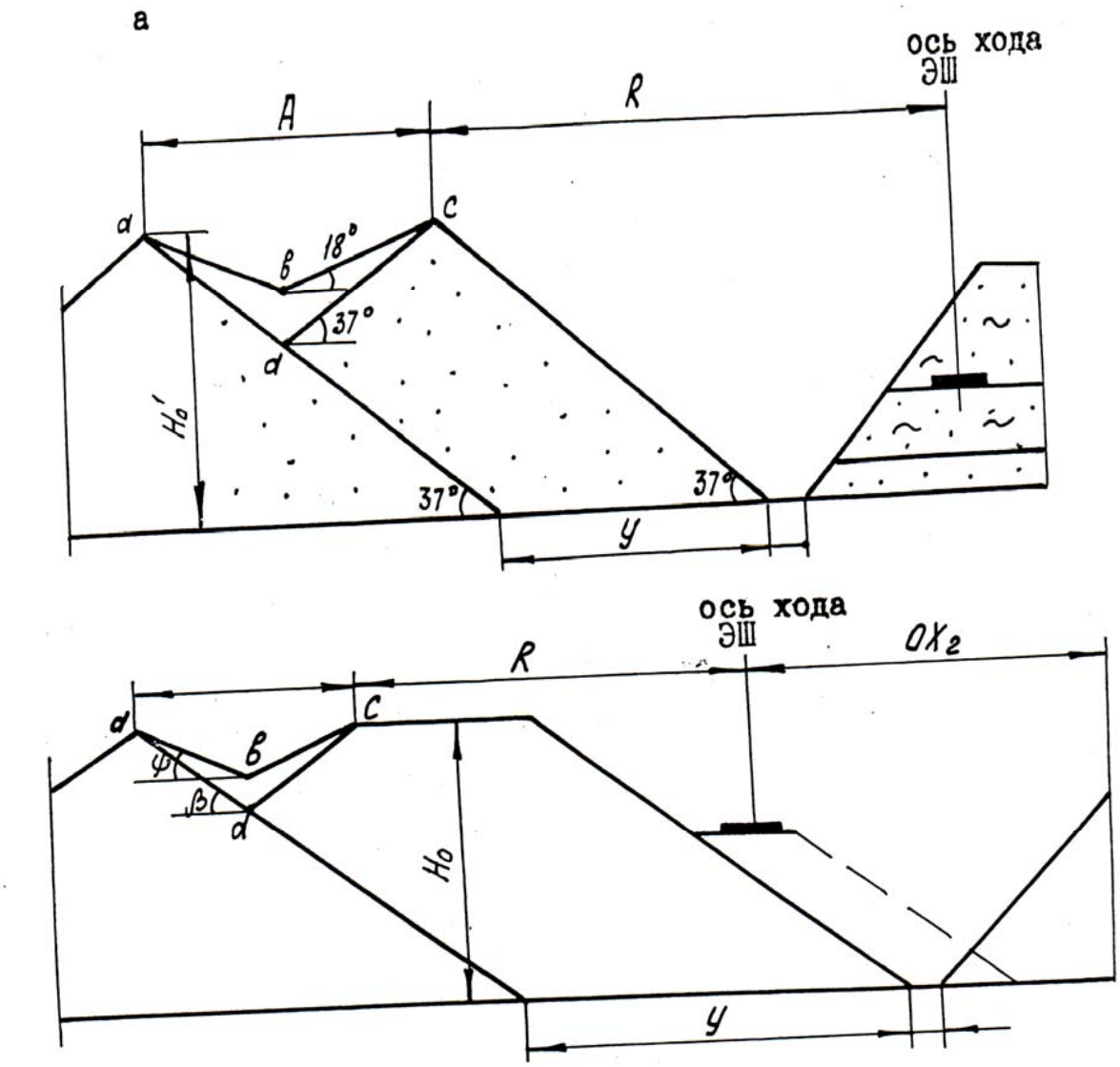



Рис. 4.50. Определение объемов работ по рекультивации
а – с установкой драглайна на подуступе; б – с установкой драглайна на предотвале

Для сравнения схем вскрышных работ при их проектировании удобнее записать таким образом, чтобы объемы вскрышки в расчеты не входили, т. е. разделить левую и правую части уравнения на объем вскрышки.

$$C = C_B(\frac{1.1H_B + H_H}{H}) + K_П C_П + K_{РЕК} C_{РЕК},$$

где С – себестоимость разработки торфов с учетом переэкскавации и рекультивации, р/м$^3$; $H_в$, $H_н$ – высота верхнего и нижнего подуступов, м; Н – мощность торфов, м.

Используя вышеизложенные методики определения параметров схем, произведены расчеты себестоимости разработки торфов (табл. 4.67 и 4.68).

Расчеты показывают, что себестоимость вскрышных работ изменяется для драглайна ЭШ-20/90 от 0,7 до 1,3 усл. ед./м$^3$ а для ЭШ-10/70 от 0,623 до 1,1 р/м$^3$ (табл. 4.68).

Из сопоставления себестоимости «С» видно, что схему с установкой драглайна ЭШ-20/90 на подуступе экономически целесообразно применять при мощности торфов до 30 м при ширине полосы – 40–50 м, при мощности торфов 25 м У = 60–100 м и при мощности торфов до 20 м при У = 110–120 м.

Для драглайна ЭШ-10/70 граница применения схемы с установкой драглайна на подуступе соответственно должна быть при мощности торфов до 20 м при ширине У = 40–90 м.

Таким образом, предложенная методика расчета себестоимости и затрат на вскрышные работы позволяет обосновать область применения технологии исходя из экономических показателей и рассчитывать затраты на разработку россыпи.

Анализ перспективных к освоению запасов россыпных месторождений показывает, что разработка их должна сопровождаться поиском новой технологии и организации работы.

Одним из перспективных направлений является разработка месторождений карьерами с применением мощных драглайнов и передвижных промывочных установок. Применение рассмотренных технологий требует четкой организации труда, синхронной работы вскрышного, добычного и промывочного оборудования. Рассмотренные схемы охватывают различные горногеологические условия, расчетные методики, необходимые для выбора наиболее рациональных схем, составления календарных графиков предпроектной и текущей оценке плановых экономических показателей.

Таблица 4.67

Себестоимость вскрышных работ экскаватором ЭШ-20/90, усл. ед.

| Мощность вскрышки, м | Место установки драглайна | Ширина отрабатываемой полосы, м | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 |
| | уступ | 0,718 | 0,718 | 0,718 | 0,718 | 0,718 | 0,718 | 0,718 | 0,729 | 0,776 |
| | отвал | 0,859 | 0,831 | 0,814 | 0,803 | 0,797 | 0,793 | 0,805 | 0,841 | 0,884 |
| 15 | уступ | 0,712 | 0,712 | 0,712 | 0,712 | 0,712 | 0,712 | 0,721 | 0,757 | 0,828 |
| | отвал | 0,813 | 0,996 | 0,786 | 0,780 | 0,776 | 0,774 | 0,781 | 0,806 | 0,843 |
| 10 | уступ | 0,709 | 0,709 | 0,709 | 0,745 | 0,755 | 0,772 | 0,809 | 0,860 | 0,923 |
| | отвал | 0,793 | 0,790 | 0,800 | 0,807 | 0,812 | 0,815 | 0,826 | 0,848 | 0,879 |
| 25 | уступ | 0,847 | 0,842 | 0,839 | 0,837 | 0,845 | 0,872 | 0,912 | 0,962 | 1,020 |
| | отвал | 0,852 | 0,865 | 0,799 | 0,815 | 0,827 | 0,835 | 0,848 | 0,869 | 0,897 |
| 30 | уступ | 1,011 | 0,973 | 0,948 | 0,941 | 0,955 | 0,983 | 1,021 | 1,067 | 1,118 |
| | отвал | 0,796 | 0,771 | 0,795 | 0,820 | 0,830 | 0,857 | 0,876 | 0,901 | 0,929 |
| 35 | уступ | 1,179 | 1,105 | 1,070 | 1,064 | 0,988 | 1,101 | 1,134 | 1,173 | 1,217 |
| | отвал | 0,914 | 0,866 | 0,859 | 0,879 | 0,896 | 0,910 | 0,925 | 0,945 | 0,970 |
| 40 | уступ | 1,343 | 1,253 | 1,212 | 1,200 | 1,206 | 1,223 | 1,249 | 1,280 | 1,316 |
| | отвал | 1,018 | 0,949 | 0,909 | 0,925 | 0,939 | 0,950 | 0,963 | 0,980 | 1,001 |

Таблица 4.68

Себестоимость вскрышных работ экскаватором ЭШ-10/70, усл. ед.

| Мощность вскрышки, м | Место установки драглайна | Ширина отрабатываемой полосы, м | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 40 | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 |
| 10 | уступ | 0,625 | 0,625 | 0,625 | 0,625 | 0,625 | 0,656 | 0,713 | 0,800 | 0,898 |
| | отвал | 0,718 | 0,707 | 0,700 | 0,697 | 0,701 | 0,726 | 0,763 | 0,794 | 0,820 |
| 15 | уступ | 0,620 | 0,676 | 0,647 | 0,656 | 0,860 | 0,733 | 0,794 | 0,864 | 0,941 |
| | отвал | 0,706 | 0,716 | 0,722 | 0,726 | 0,734 | 0,755 | 0,786 | 0,821 | 0,851 |
| 20 | уступ | 0,733 | 0,726 | 0,724 | 0,741 | 0,777 | 0,823 | 0,876 | 0,934 | 0,998 |
| | отвал | 0,690 | 0,713 | 0,727 | 0,736 | 0,746 | 0,660 | 0,792 | 0,826 | 0,863 |
| 25 | уступ | 0,849 | 0,622 | 0,823 | 0,843 | 0,875 | 0,916 | 0,960 | 1,010 | 1,062 |
| | отвал | 0,700 | 0,728 | 0,749 | 0,765 | 0,780 | 0,801 | 0,826 | 0,855 | 0,886 |
| 30 | уступ | 0,971 | 0,940 | 0,938 | 0,952 | 0,977 | 1,009 | 1,045 | 1,086 | 1,128 |
| | отвал | 0,776 | 0,775 | 0,791 | 0,803 | 0,815 | 0,831 | 0,852 | 0,875 | 0,901 |

## 4.7. РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ ДРАГАМИ

Дражный способ разработки в нашей стране по объемам добычи и промывки песков традиционно занимал ведущее положение. В перспективе возможно вовлечение в эксплуатацию большого количества новых участков и месторождений. Это объясняется высокой производительностью драг, возможностью разработки обводненных россыпей, способностью рентабельно отрабатывать мощные золотоносные пласты песков с низким содержанием металла. Преимуществом драг является также комплексность оборудования, позволяющего разработку песков, их обогащение, и извлечение ценных минералов.

Широкое применение драг в последнее время встречает определенные трудности в связи с тем, что произведена отработка россыпей с наиболее благоприятными условиями. Устаревает дражный флот, остановлен выпуск новых драг.

К недостатком дражной разработки можно отнести отрицательное влияние на окружающую среду, вследствие большого расхода свежей воды и загрязнении поверхностного стока.

По назначению драги разделяются на континентальные – для разработки материковых россыпей в замкнутых водоемах и морские – для работы в зоне акватории морей и крупных озер.

По емкости черпака различают малолитражные и крупнолитражные. По способу маневрирования – канатно-свайные, канатно-якорные. Техническая характеристика отечественных драг приведена в табл. 4.69.

При проектировании и планировании дражных работ руководствуются параметрами россыпи и горно-геологическими условиями (табл. 4.70). Работы по вскрытию включают проведение котлована и сооружение плотин и перемычек[1]. Вопросам конструирования гидротехнических сооружений на дражных полигонах посвящены работы Б. Л. Тальгамера[2] [38].

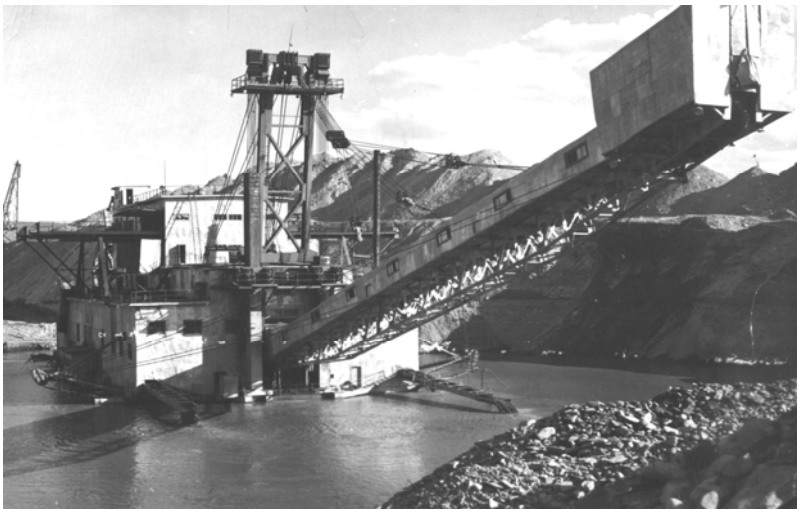


Рис. 4.51. Общий вид работы драги в забое

[1] Нурок Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ : учебник. М. : Недра, 1985. 471 с. ; Лешков В. Г. Теория и практика разработки россыпей многочерпаковыми драгами. М. : Недра, 1980. 352 с.

[2] Тальгамер Б. Л. Указ. соч.

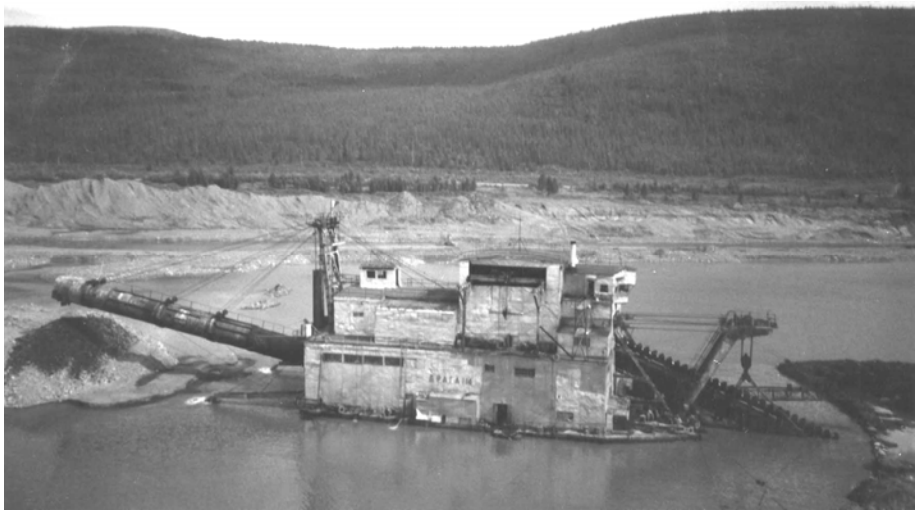


Рис. 4.52. Вид драги в работе со стороны отвалов

Таблица 4.69

Техническая характеристика драг

| Показатели | 80Д | 210Д | 150Д | 250Д | 250ДС | ОМ431 | ОМ417 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Емкость черпака, л | 80 | 210 | 150 | 250 | 250 | 380 | 400 |
| Число черпаков в цепи | 72 | 80 | 77 | 85 | 72 | 121 | 90 |
| Максимальное число черпания, мин | 32 | 30 | 30 | 35 | 30 | 22 | 28 |
| Предельная подводная глубина черпания, м | 6 | 11 | 8 | 12 | 12 | 30 | 17 |
| Часовая производительность драги, $м^3$ | 100 | 250 | 180 | 320 | 350 | 400 | 450 |
| Установленная мощность электродвигателей, кВт | 392 | 910 | 800 | 1082 | 1200 | 2100 | 2494 |
| Масса драги, т | 396 | 1200 | 912 | 1355 | 1950 | 3252 | 2815 |

Таблица 4.70

Горно-геологические условия разработки россыпи

| Показатели | 80Д | 150Д | 210Д | 250Д | ОМ431 | ОМ417 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Допустимый уклон долины | 0,025 | 0,020 | 0,015 | 0,015 | 0,010 | 0,010 |
| Минимальный приток свежей воды в дражный разрез, л/с | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 |
| Предельный размер валунов, мм | 300 | 400 | 550 | 600 | 700 | 700 |
| Минимальная ширина забоя, м | 25–40 | 50 | 50 | 60 | 90 | 70 |
| Минимальная глубина черпания ниже уровня воды | 1,5–2 | 2,5 | 3,1 | 3,5 | 4 | 3,7 |
| Максимальная высота надводного борта россыпи, м | 0,5 | 0,5–2,5 | 1,5–2 | 3,5 | 5 | 2,5–5 |
| Оптимальный угол маневрирования, $^o$ | 52–87 | 52–83 | – | 64–67 | 46–65 | 50–67 |
| Величина затягивания | 0,5–2 | 1–4 | – | 1,5–5 | 2–8 | 2–7 |

Для разработки россыпи применяют одинарно-продольные, смежно-продольные, смежно-поперечные и комбинированные системы. На выбор сис-

темы разработки влияет ширина россыпи, ее изменчивость и прочие горно-геологические условия.

От системы разработки зависит полнота отработки россыпи, потери в межшаговых целинах и разубоживание песков.

Производительность драг зависит от затрат времени на перенос канатов и силового кабеля при маневрировании (связано с системой разработки), от схемы разработки забоя, толщины стружки, вынимаемой черпаками.

Толщина стружки также зависит от глубины черпания, угла наклона рамы и минералогического состава вынимаемых пород. Так, при выемке глинистых пород толщина стружки должна быть не более 12 см, чтобы предотвратить запрессовку черпака и не затруднить его опоражнивания. Задирка плотика россыпи, представленного крепкими породами, осуществляется драгой при пониженной скорости бокового перемещения и толщине стружки не более 5 м. Поэтому наполнение черпаков в этом случае минимальное и находится в пределах 20–40 %. Схема перемещения черпаков рамы при полной выемке сверху вниз до плотика россыпи показана на рис. 4.54. По своей форме в горизонтальной плоскости забой свайной драги ограничен дугами круга, описанными радиусами из центра, каковым является рабочая свая драги.

При выемке пород в углах забоя из-за резкого снижения тягового усилия маневровых лебедок и при боковом перемещении драги трудно добиться хорошего коэффициента наполнения черпаков, что ведет к снижению часовой производительности в целом по забою. Таким образом, увеличение ширины забоя повышает производительность драги из-за снижения простоев в углах забоев при переходе к выемке нижележащего слоя.

Хронометражные наблюдения за работой 380 л драги (65 смен) и 600 л драги (54 смены) позволили получить зависимость часовой производительности драг от горизонтального перемещения черпаковой рамы.

Для 600 л драги уравнение имеет вид:

$$П = 32{,}4 + 3{,}97\ell - 0{,}0127\ell^2,$$

где П – часовая производительность, м$^3$; $\ell$ – горизонтальное перемещение черпаковой рамы, м.

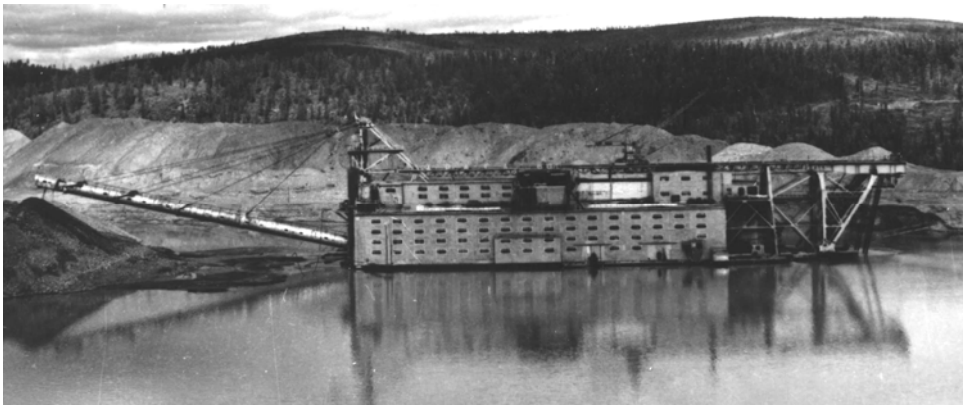


Рис. 4.53. 600-литровая драга на мараканском полигоне

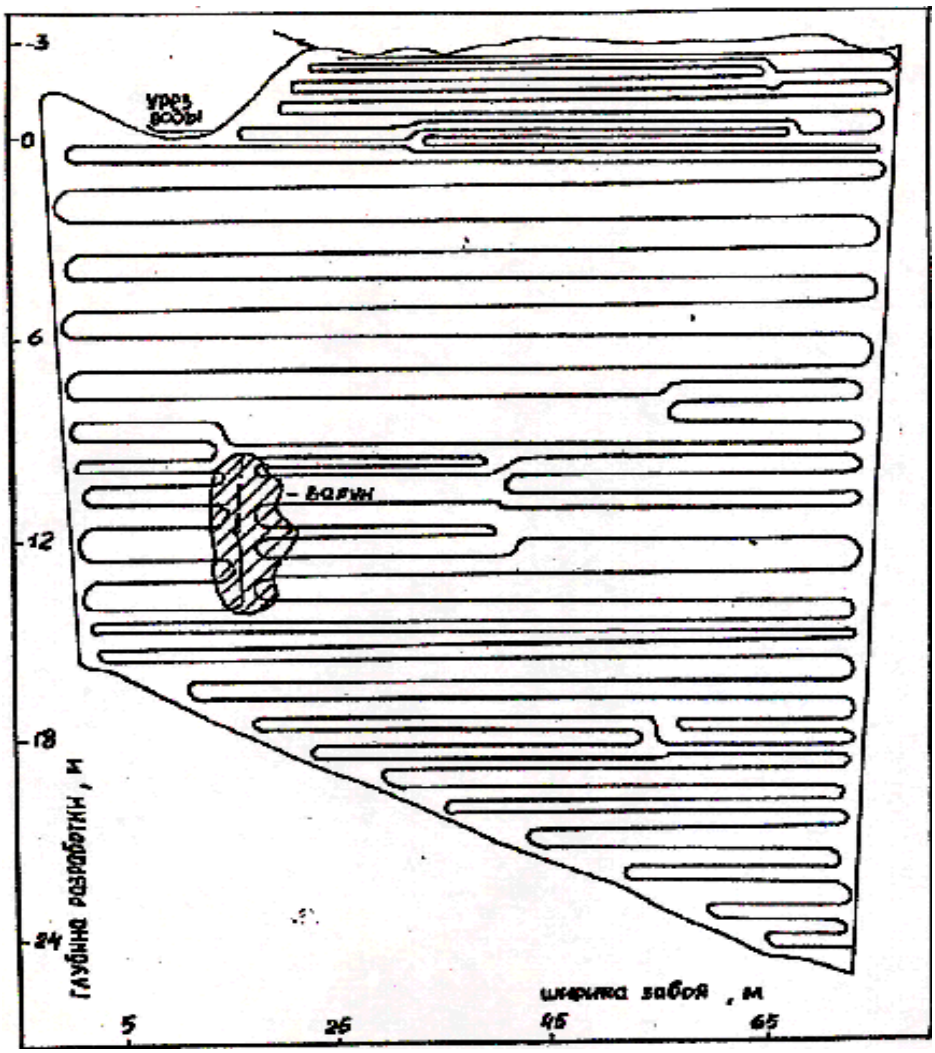



Рис. 4.54. Схема перемещения черпаковой рамы в забое

Для 380 л драги уравнение имеет вид:

$$П = \frac{\ell}{0{,}0965 + 0{,}00361\ell}$$

Графическая интерпретация уравнений представлена на рис. 4.55.

Для 600 л драги точка перегиба параболы, соответствующая максимальной часовой производительности, определяет наивыгоднейшую ширину забоя для данного типа драги – около 150–160 м.

Диапазон ширины забоев при наблюдении за работой 380 л драг не превышал 90 м, поэтому форма связи часовой производительности и ширины забоя отличается от параболической (рис. 4.55).

Изменение часовой производительности драг с глубиной драгирования обусловлено особенностью геологического строения россыпей. Обычно верхние слои россыпей сложены легкодрагируемыми породами. Наиболее трудными для разработки являются глубинные сцементированные породы, из которых слагают приплотиковую часть золотоносного пласта (рис. 4.56). Кроме того, валуны, особенно негабаритные, в процессе отработки забоя частично скатываются к основанию забоя и концентрируется там в навале пород. Возрастание

крепости пород с глубиной, когда уменьшается интенсивность обрушения пород и происходит образование навала валунов, приводит к снижению коэффициента наполнения черпака[1].

В результате обработки хронометражных наблюдений были получены корреляционные уравнения связи часовой производительности с глубиной разработки[2]:

– для 600 л драги

$$П = \frac{H}{0{,}00664H - 0{,}06679},$$

где Н – глубина разработки, м;

$$П = 931{,}9 / H + 84{,}668.$$

– для 380 л драги

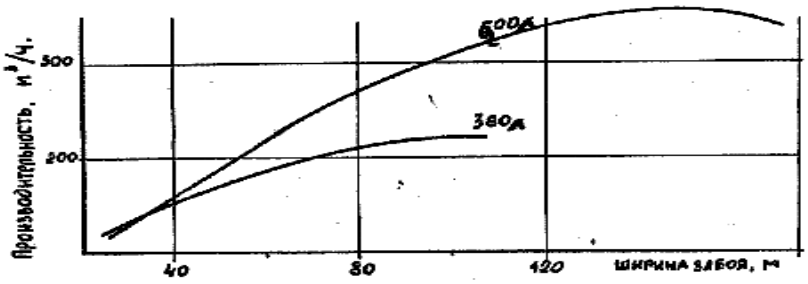



Рис. 4.55. Изменение производительности многочерпаковых драг от ширины забоя

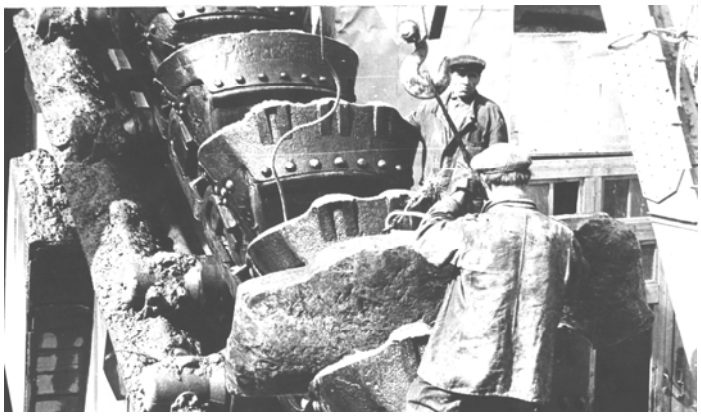


Рис. 4.56. Уборка валуна из черпака драги

Форма связи носит гиперболический характер, что соответствует физической природе процесса: при отработке нижних труднодрагируемых горизонтов россыпи кривая часовой производительности стремится занять асимптоматическое положение по отношению к оси абсцисс, т. е. при дальнейшем увеличении глубины разработки часовая производительность не уменьшается.

[1] Костромитинов К. Н., Грачев Ф. Г., Печенкин В. Г. Организационно-экономическое проектирование разработки россыпных месторождений. Иркутск : Иркут. ин-т нар. хоз-ва, 1992. 192 с

[2] Там же.

На снижение часовой производительности драг значительное влияние оказывает отрицательная температура воздуха и сопутствующие ей факторы. В холодные месяцы усиливается шугообразование в дражном разрезе. Значительно возрастает сопоставление плавающего льда при повороте драги к углам забоя, так как драга расталкивает лед и прессует его у бортов разреза. В результате забой суживается, маневрирование драги становится затруднительным.

Утяжеление драги из-за обмерзания также затрудняет маневрирование. Обмерзание конструкций мешает нормальной работе агрегатов: часть мощности электроприводов расходуется на преодоление дополнительного сопротивления. Если драга работает на неподготовленном полигоне, то часовая производительность снижается из-за драгирования горных пород, пораженных сезонной мерзлотой, причем, весной больше, чем осенью, так как в осенний период сезонное промерзание поверхности полигона только начинается и особых трудностей для разработки не составляет.

Для выявления закономерностей изменения часовой производительности драг от климатических условий получены корреляционные зависимости для 380 л и 250 л драг:

– февраль – апрель

$$K_{ПР} = \frac{N}{0.962N + 0.379},$$

где $К_{пр}$ – коэффициент снижения производительности; N – порядковый номер месяца, начиная с января;

– октябрь – декабрь

$$K_{ПР} = \frac{N}{2.274N - 11.561}.$$

Зависимость коэффициентов снижения часовой производительности от температуры воздуха выражается графиками (рис. 4.57).

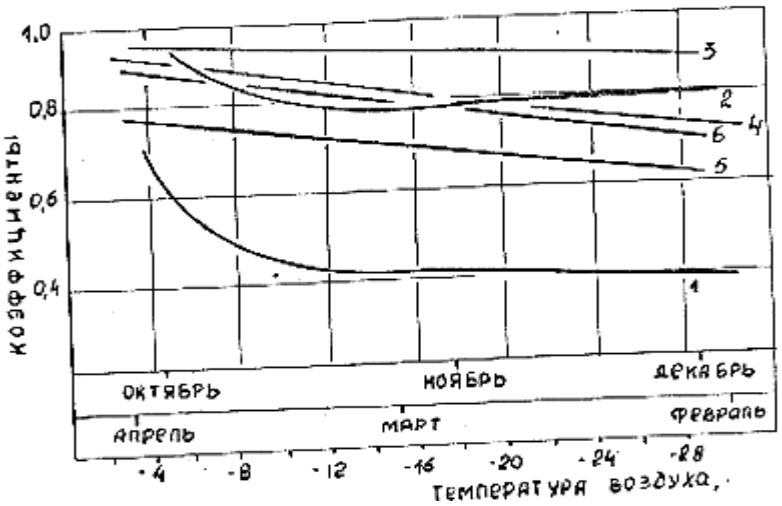



Рис. 4.57. Коэффициенты изменения часовой производительности:
1 – 380 л драг, 2 – 250 л драг, 3 – 600 л драги в феврале – апреле, 4 – 600 л драги в октябре – декабре, 5 – по данным ЕНВ в феврале – апреле, 6 – по данным ЕНВ в октябре – ноябре



Рис. 4.58. Подготовительные работы по уборке льда из дражного забоя

Природные факторы, кроме воздействия на интенсивность использования горного оборудования, выражающего в изменении часовой производительности, также оказывают воздействие на его экстенсивное использование, определяя режим работы горных машин (продолжительностью рабочего сезона в целом, а также количество часов производительной работы в смену, за сутки).

По правилам технической эксплуатации, основанных на конструктивных особенностях драг, продолжительность промывочного сезона ограничивается периодом, в котором среднесуточная температура воздуха не опускается ниже – 30 $^{o}$C. Правила технической эксплуатации предопределяют своевременное проведение текущих ремонтов.

Согласно положению о планово-предупредительных ремонтах, для условий Ленских россыпей на один месяц эксплуатации драг требуется в среднем 44–46 ч или 2 сут ремонтных часов для проведения технического обслуживания ($T_{o}$) и текущего ремонта ($T_{рем}$).

В холодные периоды года драгу останавливают для уборки льда, опаривания черпаковой рамы, транспортера, шлюза и других работ. Ширина и глубина залегания россыпи определяет время непроизводительных разворотов драги в забое. Драгу ежесуточно останавливают для смазки механизмов, зашагивания на сваях, сполоска шлюзов, по мере необходимости – для переноски носовых и кормовых канатов, силового кабеля. Ежесуточно проводится текущий и аварийный ремонт. Часть времени суток расходуется на подготовительно-заключительные операции при передаче смен. Сезонная производительность драг снижается также при перегонке на другие месторождения.

Для определения уровня простоев драг из-за климатических условий проанализированы ведомости простоев по типам драг за 12 лет. В результате анализа установлена корреляционная связь суточных простоев драг со среднесуточной отрицательной температурой воздуха (рис. 4.60).

Полученные уравнения имеют вид

– для 250 л драг

$$T_{КЛИМ} = 0{,}56 - 0{,}0396\,t^{\circ} + 0.0056\,(t^{\circ})^2;$$

– для 380 л драг

$$T_{КЛИМ} = 0{,}58 + 0{,}0628\,t^{\circ} + 0.0063\,(t^{\circ})^2;$$

– для 600 л драг

$$T_{КЛИМ} = 0{,}84 + 0{,}3641\,t^{\circ} + 0.0237\,(t^{\circ})^2;$$

где $T_{клим}$ – суточные простои драг из-за климатических условий, ч;

$t^{o}$ – среднесуточная температура воздуха, $^{o}$.



Рис. 4.59. Перегонка драги на другой полигон

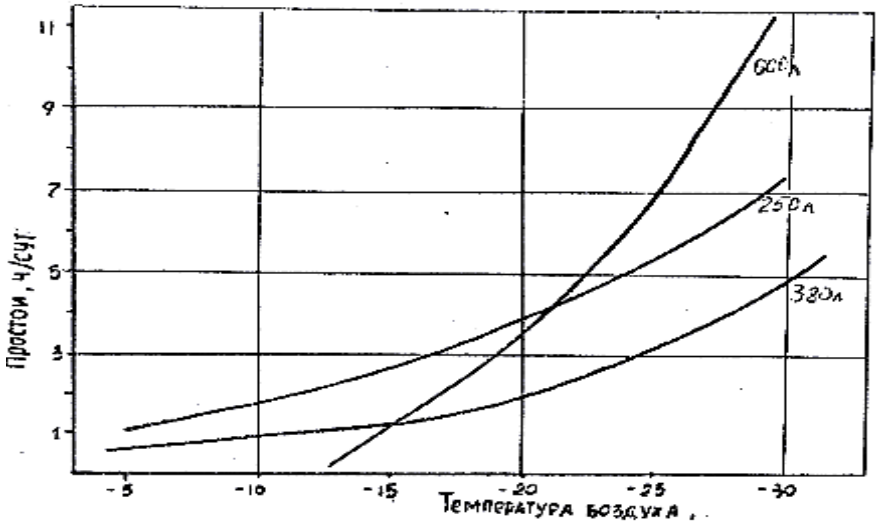



Рис. 4.60. Зависимость среднесуточных простоев драг из-за климатических условий

По приведенным уравнениям построены графики (рис. 4.61), из которых видно, что зависимость носит параболический характер, уровень среднесуточных простоев различен и зависит от мощности драг. В диапазоне среднесуточных температур до –16 °С наибольшие простои наблюдаются у 250 л драг, а наименьшие у 600 л драги. При понижении среднесуточной температуре ниже –16 °С темп прироста простоев у 600 л драг выше, чем у 380 л и 250 л драг. По нашему мнению, это объясняется тем, что у 600 л драги большая масса металлоконструкций, подверженных воздействию отрицательных температур.

При среднесуточных температурах –30 °С и ниже простои по климатическим условиям для всех драг значительно возрастают, что делает их работу нерентабельной.

Климатические и горно-геологические условия, срок эксплуатации, качество текущих и капитальных ремонтов – факторы, определяющие длительность простоев драг. Многообразное, взаимопереплетающееся действие факторов трудно формализовать и оценить качественно. Поэтому для оценки уровня простоев из-за ремонтов оборудования определен тренд изменения простоев, приходящихся на 1 ч работы драги в сутки в летний период (рис. 4.61).

– для 350 л драг

$$T_{РЕМ} = \frac{T_{ЭКСП}}{3{,}45T_{ЭКСП} + 11{,}345},$$

– для 250 л драг

$$T_{РЕМ} = -0{,}229 + 0{,}408\ell_{У}T_{ЭКСП},$$

где $T_{рем}$ – простои из-за ремонтов, приходящихся на 1 ч чистой работы драги в сутки, ч; $T_{эксп}$ – продолжительность эксплуатации драги, лет.

Разная форма рассматриваемых зависимостей объясняется тем, что 380 л драги разрабатывают более тяжелые россыпи, а при сроке эксплуатации более 13 лет из-за конструктивных особенностей 250 л драги изнашиваются больше, чем 380 л; соответственно происходит рост простоев из-за ремонтов.

В результате обработки данных методом наименьших квадратов 42 сезонов работы драг в Бодайбинском районе были получены коэффициенты увеличения простоев из-за ремонтов, отнесенных на 1 ч чистой работы в сутки для месяцев с отрицательной температурой воздуха (рис. 4.62). Разный вид кривых для осеннего и весеннего периодов объясняется тем, что запуск драг после капитального ремонта начинается с марта, в январе-феврале отдельные драги дорабатывали промывочный сезон предыдущего года.

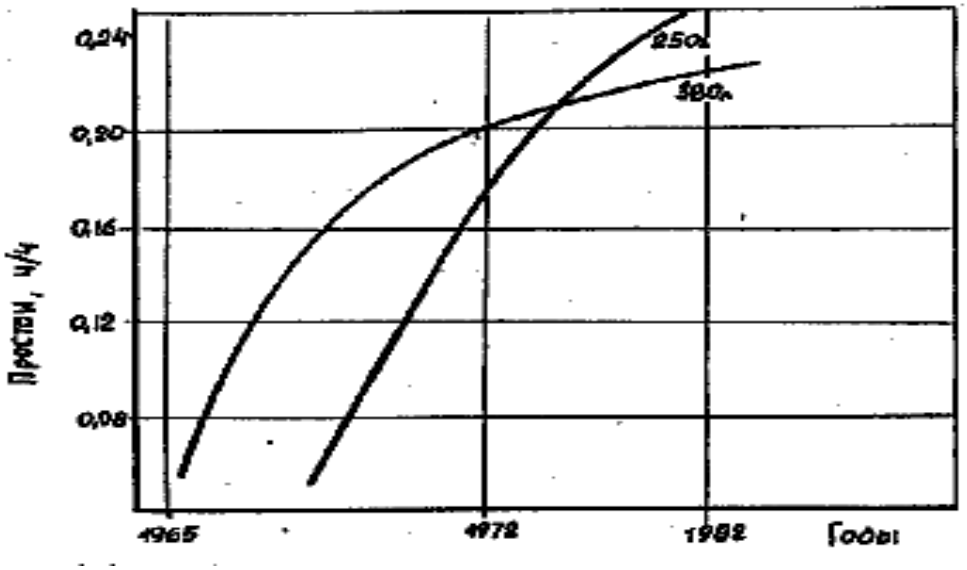



Рис. 4.61. Тронд простоев драг из-за ремонтов, отнесенных на 1 ч чистой работы в летние месяцы, чел./ч

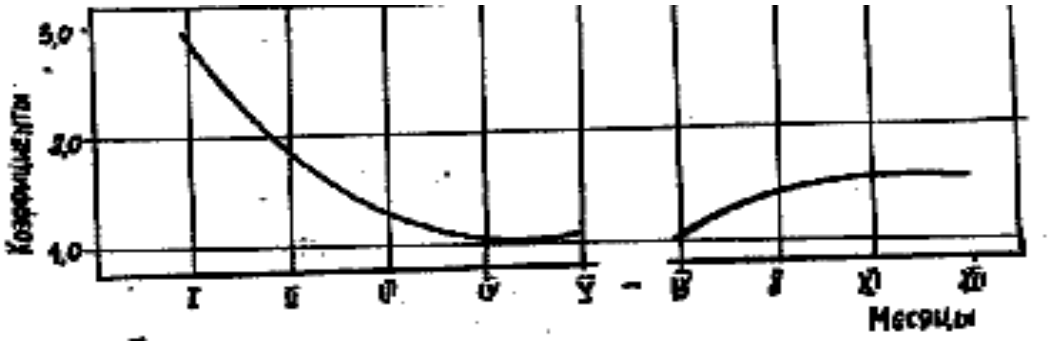



Рис. 4.62. Коэффициенты увеличения простоев драг из-за ремонтов в холодные месяцы

## 4.9. ВСКРЫША ТОРФОВ ДРАГЛАЙНАМИ НА ДРАЖНЫХ ПОЛИГОНАХ

Применение на вскрыше торфов мощных экскаваторов-драглайнов позволяет значительно повысить эффективность разработки россыпей, особенно это касается россыпей со сложной структурой и большой глубиной залегания. Снижение затрат на разработку происходит за счет более низкой себестоимости разработки горных пород экскаваторами, по сравнению с драгами.

Значительный вклад в теорию оптимизации параметров схем вскрышных работ внесен Ф. В. Дудинским[1].

[1] Дудинский Ф. В. Технические параметры разработки глубоких россыпей открытым способом. Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2002. 148 с.



Рис. 4.63. Подводная вскрыша торфов драглайном на дражном полигоне



Рис. 4.64. Работа драглайна ЭШ-20/90 в забое

Схемы вскрышных работ драглайнами на россыпях отличаются большим разнообразием и сложностью расчетов. Они зависят от ширины россыпи, мощности торфов, рельефа земной поверхности, на которой размещаются отвалы, и физико-механических свойств горных пород.

Можно выделить три наиболее характерных принципа (способа) размещения вскрышных пород в отвалы: 1) размещение отвалов на бортах разреза, 2) размещение отвалов в выработанное пространство на дражные отвалы, 3) комбинированное размещение пород вскрыши на борта россыпи и в выработанное пространство.

Первому способу отдается предпочтение на узких россыпях и при дражном способе разработке. Достоинством размещения отвалов на бортах россыпи является независимая работа вскрышного и добычного оборудования, а недостатком – ухудшение экологической обстановки за счет увеличения испорченных площадей земной поверхности под отвалами. Обратное размещение отвалов в выработанное пространство и рекультивация требуют больших трудовых и денежных затрат.

Таблица 4.71

Классификация схем вскрышных работ драглайнами с размещением отвалов на бортах разреза

| Группа систем разработки | Наименование систем разработки | Условия применения |
|---|---|---|
| Разработка вскрышного забоя на всю мощность | Одноуступная с непосредственным размещением отвалов на бортах разреза | Небольшая мощность торфов и ширина россыпи |
| | Одноуступная с кратной перевалкой | Широкие и глубокие росыпи |
| Послойная разработка вскрышного забоя | Послойная разработка торфов драглайнами | Мерзлое состояние пород |
| | Комбинированная с бульдозерно-скреперной доставкой вскрышных пород к драглайну | Широкие россыпи, мерзлые породы |
| Разработка вскрышных пород двумя и более уступами | Двухуступная разработка с выкладкой отвалов на специальные полки (площадки) | Мощность торфов превышает глубину черпания драглайна |
| | Комбинированные системы с разработкой первого уступа драглайнов, а второго по транспортной схеме | Большая мощность торфов, наличие валунов |
| Разработка вскрышных пород с перемещением их в усложненных условиях | С выкладкой отвалов на ограниченные площади | Ограниченная подотвальная площадь |
| | С перемещением отвалов через естественные и искусственные преграды | Перевалка промежуточных отвалов через водоотливные канавы, автодороги |

Второй способ – размещение отвалов в выработанное пространство на галечные отвалы после прохода драги применяется редко, так как заваливающие-

ся дражные отвалы, которые иногда перерабатываются драгой повторно усложняют организацию работ.

Комбинированный способ применяется на россыпях средней ширины, когда разработка торфов осуществляется двумя-тремя заходками: первая заходка выкладывается на борт россыпи, а остальные размещаются в выработанное пространство с подвалкой нерабочего борта.

На дражных полигонах наибольшее распространение получили схемы с размещением вскрышных пород на бортах разреза (табл. 4.71).

Все системы разделены на четыре группы в зависимости от способа разработки забоя вскрышных пород и способа перемещения временных отвалов в конечные.

Первая группа систем характеризуется тем, что разработка вскрышного забоя ведется на всю мощность торфов и применяется на россыпях с мощностью торфов менее глубины черпания драглайна. При небольшой мощности торфов и ширине россыпи вскрышные породы выкладываются непосредственно в отвал без переэкскавации. При большой ширине россыпи и мощности вскрыши работы ведутся с перевалкой промежуточных отвалов и выкладкой их в одноярусные или в двухярусные отвалы.

Вторая группа систем характеризуется послойной разработкой мерзлых торфов по мере их оттаивания. Целесообразность применения данных схем обусловливается сокращением затрат на буровзрывные работы. Недостатком схемы является снижение производительности вскрышного оборудования, зависящего от скорости оттаивания мерзлых пород. Третья группа систем разработки применяется при мощности торфов более глубины черпания драглайна (42 м для ЭШ-20/90 и 35 м для ЭШ-10/70), а также при сложноструктурном строении вскрышных пород, когда требуется раздельная их разработка.

Из перечисленных вариантов систем разработки наиболее часто применяется первая группа систем – с размещением отвалов на бортах россыпи. Рассмотрим расчетные методы определения параметров схем.

### *Параметры схем вскрышных работ при размещении отвалов на бортах разреза*

Принципиальная расчетная схема вскрыши торфов драглайнами представлена на рис. 4.65. Последовательность разработки вскрышного забоя следующая: в первую очередь отрабатывается заходка S1 слева и в несколько проходов экскаватора переваливается в крайнее правое положение отвала (сечение S1). Затем разрабатываются остальные заходки $S_i$ с кратной перевалкой вскрышных пород, кроме последней заходки, которая выкладывается непосредственно в отвалы без переэкскавации. Так как технологическая схема должна предусматривать минимальный коэффициент переэкскавации, то очередность расчета параметров заходок производится в обратном порядке их разработки с целью оставить последнюю заходку минимальной, так как она переваливается наибольшее количество раз.

Ширина каждой заходки ограничивается техническими параметрами экскаватора (радиус черпания и разгрузки, высота разгрузки экскаватора). Для определения параметров схем вскрышных работ совместно решаются два уравнения: 1) равенство площадей заходки экскаватора и промежуточного отвала; 2) равенство линейных параметров заходки и отвала и суммарной длины радиусов черпания и разгрузки драглайна

$$R_Ч + R_P = H_I * ctga + Y_I + K + H_P * ctgb + L_I;$$

$$S_I * K_P = S_{O1} + S_{O2} + S_{O3};$$

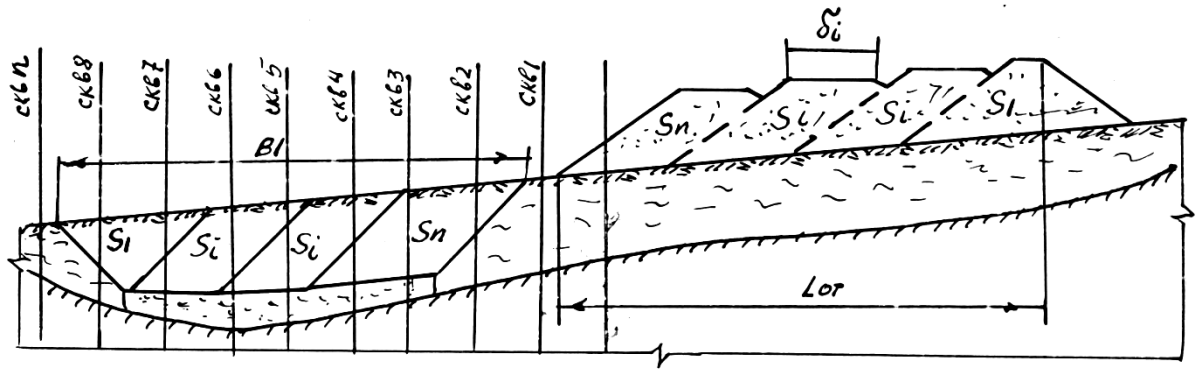



Рис. 4.65. Вскрышные работы выемки забоя несколькими заходками с переэкскавацией

где $R_ч$, $R_р$ – радиусы черпания и разгрузки экскаватора; Ввиду того, что параметры их примерно одинаковы, поэтому в дальнейших расчетах обозначены через R; $H_i$ – мощность вскрыши i-й заходки, м; К – берма между правой бровкой заходки и основанием отвала; $H_р$ – высота разгрузки экскаватора, м; a, b – углы откосов забоя и отвала, °; $L_i$ – ширина промежуточного отвала по верху, м; $S_i$ – площадь i-й заходки, м$^2$; $K_р$ – коэффициент разрыхления; $S_{o1}$ – площадь сечения части отвала треугольной формы, м$^2$; $S_{o2}$ – площадь сечения части отвала в форме параллелограмма с основанием $L_i$, м$^2$ (рис. 4.66); $S_{o3}$ – площадь треугольника, расположенного ниже основания отвала, м$^2$.

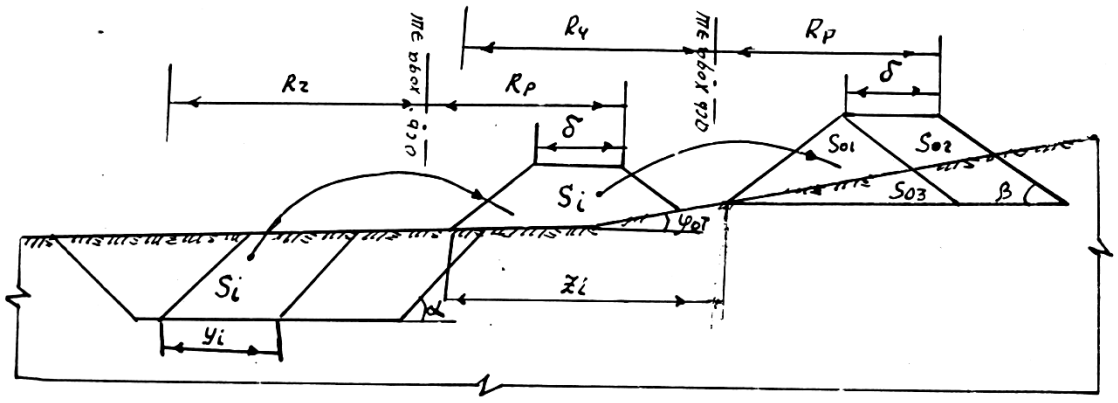



Рис. 4.66. Схема перевалки промежуточного отвала

Параметры сечения i-й заходки определяются при совместном решении уравнений (9.1 и 9.2). Сложность решения данных уравнений заключается в переменной мощности вскрыши Hi, которая задается по скважинам буровых разведочных линий. Для решения уравнений подставим значения площадей

$$S_{O1} = H_P^2 * ctgb,$$

Для упрощения алгебраических преобразований вводятся обозначения:

$$S = \frac{(2 * H_P * ctg)^2 * \sin b * \sin fiot}{2 * \sin(180 - fiot - b)} + 2 * L_I * H_P * ctgb * tgfiot,$$

$$S = \frac{(2 * H_P * ctg)^2 * \sin b * \sin fiot}{2 * \sin(180 - fiot - b)} + 2 * L_I * H_P * ctgb * tgfiot.$$

$$S = У_I * H_I,$$

$$Q = 2 * R - H_I * ctga - K - H_P * ctgb.$$

$$W = \frac{\sin fiot * \sin b}{2 * \sin(180 - fiot - b)};$$

Ширина отвала по верху Li = Q – Уi.

Подставляем значения W и Q и решаем уравнения совместно. С учетом смещения оси прохода драглайна к середине забоя вводится коэффициент, равный 0,8, ширина i-й заходки определяется по формуле

$$У_I = \frac{0.8(H_P * ctgb^2 + Q * H_P - 4 * H_P^2 * ctg^2 b * W2 - 2 * Q * H_P * ctgb * tgfiot}{H_I * K_P + H_P - 2 * H_P * ctgb * tgfiot}.$$

Если подотвальная поверхность равнинная, то формула упрощается

$$У_I = \frac{0.8(H_P^2 * ctgb + Q * H_P)}{H_I * K_P + H_P};$$

Площадь сечения вскрышного забоя определяется из зависимости

$$S_b = \sum_{i=1}^{n} У_I * H_I + 0.5(H_Л^2 + H_{ПР}^2)ctga,$$

где n – количество заходок.

Площадь сечения последней заходки

$$S_1 = S_b - \sum_{1}^{n-1} У_I * H_I;$$

Находим шаг передвижки промежуточного отвала (Zi)

$$Z_I = 2 * R - H_P * ctgb - L_I$$

Количество осей прохода драглайна с переэкскавацией определяется из следующей зависимости:

$$N_n = \frac{(i-1)(У_I + L_I)}{Z_I};$$

Коэффициент переэкскавации определяется как отношение суммы объемов переэкскавируемых отвалов к общему объему вскрышных пород

**ПРИМЕР**

Определение параметров схемы вскрышных работ.

Дано: россыпь шириной по низу 200 м имеет мощность торфов 20 м, долина равнинная и углы fi и fiot равны нулю градусов. Угол откоса отвала – 35°, коэффициент разрыхления 1,25. Разработка вскрышных пород производится драглайном ЭШ-20/90 с радиусом черпания (разгрузки) R = 82 м и высотой разгрузки $H_p$ = 35m. Угол откоса забоя 45 °.

$$K_P = \frac{S_1 * N_1 + \sum_{1}^{n-1} S_I * N_I}{S_b};$$

**Решение**

Определяем ширину заходки по формуле (9.3.)

$$У_I = \frac{0.8(35^2 * ctg\,35^2 + 35(164 - 20 * 1 - 15 - 35 * ctg\,35^0))}{1.25 * 20 + 35} = 60\,м;$$

Ширина отвала по верху

$$L_I = 164 - 20 - 15 - 25 * 1.428 - 60 = 19\,м.$$

Сечение всего забоя определим по формуле (9.5) $S_b$ = 4400 м$^2$

Ширина россыпи по верху равна 200+20+20=240 м

Количество заходок шириной 60 м:

$N_i$ = 4400/(20·60) = 3,6 заходки, т. е. три целых i-х заходки.

Площадь сечения последней заходки $S_1$ = 4400 – 3·20·60 = 800 м$^2$

Количество осей переэкскавации для второй заходки – 1, для третьей заходки – 2, для последней заходки – 3.

Коэффициент переэкскавации составляем по формуле (9.9)

$$К_р = (1200·1+1200·2+800·3)/4400 = 1,364$$

Составление проектов с расчетом большого количества вариантов, причем, сечения задаются по скважинам с неровной земной поверхностью и подотвальной площадью. С целью повышения качества расчетов и уменьшения трудоемкости работ по определению параметров схем следует использовать ЭВМ. Для облегчения ввода данных расчетные формулы сведены в табл. 4.72.

Условные обозначения в формулах: R – радиус черпания, разгрузки драглайна; $H_р$ – высота разгрузки; $К_р$ – коэффициент разрыхления; К – ширина бермы между отвалом и забоем, м; а – угол откоса забоя, в – угол откоса отвала, fiot – уклон подотвальной площади; N – количество скважин в сечении буровой линии; L – расстояние между скважинами; $H_в$ – мощность вскрышных пород по скважинам. $T_1$ и $T_2$ – мощность вскрышных пород по правому и левому бортам разреза.

С использованием предложенной методики были произведены расчеты на ЭВМ по определению изменения параметров заходок от угла наклона подотвальной площади и мощности вскрышных пород для драглайна ЭШ-20/90. Результаты расчетов приведены в табл. 4.73, из которой видно, что ширина заходки с увеличением угла наклона подотвальной площади до 20°, при мощности вскрышных пород 10–15 м уменьшается в 2–3 раза, а при мощности вскрыши 30–35 м вообще невозможна.

Таблица 4.72

Расчетные формулы для определения параметров схем

| Показатели | Аналитические формулы |
|---|---|
| Поперечный уклон долины | $fi = atan\ (T2–T1)/B1$ |
| Ширина россыпи по верху | |
| Сечение забоя | $B1 = sun\ eli$ |
| Ширина заходки | |
| | $S_b = sun\ Hb_i \cdot el_i – 5ctga \cdot (T_1^2+T_2^2)$ |
| | $У_i = 8(A1+A2+A3+A4)/A5$ |
| | $A1 = HR^2 \cdot ctgb;\ A2 = Q \cdot HR$ |
| | $A3 = 4 \cdot HR \cdot HR \cdot W2 \cdot ctgb \cdot ctgb$ |
| Ширина отвала по верху | $A5 = H_i \cdot KR\text{-}2HR \cdot ctgb \cdot tg\ fiot$ |
| Поиск номера скважины | $A4 = 2 \cdot Q \cdot HR \cdot ctgb \cdot tg\ fiot$ |
| Мощность вскрыши | $DL = Q – У_i$ |
| Количество осей прохода | |
| ЭШ с переэкскавацией | |
| Шаг передвижки отвала | $e12 = (B1–YF – 5 \cdot Yi) – e13;\ Ns = i–1$ |
| Площадь j-й заходки | |
| Площадь последней заходки | $T2 = HB(Ns)$ |
| Объем переэкскавируемых пород | $N_j = (j–1) \cdot (Y_j+el_j)/Z_j$ |
| Коэффициент переэкскавации | |
| | $Zj = 2R–HR \cdot ctgb – DL$ |
| | $S_j = У_j \cdot T2$ |
| | $S_j = SB – (SF – sum\ S_j)$ |
| | $SPS = sum\ S_j \cdot N_j$ |
| | $K_p = SPS/SB$ |

Таблица 4.73

Изменение ширины заходки экскаватора ЭШ-20/90 в зависимости от угла подотвальной площади и мощности вскрыши

| Угол наклона подотвальной площади, $^o$ | Мощность вскрыши, м | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | 35 |
| 1 | 83 | 70 | 61 | 54 | 47 | 41 |
| 5 | 79 | 66 | 56 | 46 | 40 | 35 |
| 10 | 73 | 59 | 46 | 40 | 35 | 30 |
| 15 | 63 | 47 | 38 | 31 | 27 | 22 |
| 20 | 38 | 24 | 18 | 14 | – | – |

Наиболее важным для экономических расчетов является показатель объема переэкскавации. Результаты расчетов величины коэффициентов переэкскавации для драглайнов ЭШ-20/90, ЭШ-10/70, ЭШ-6/45 приводятся в табл. 4.74, из которой видно, что с изменением ширины россыпи от 100 до 200 м коэффициент переэкскавации увеличивается в несколько раз. Изменение величины коэффициентов переэкскавации от угла подотвальной площади (рис. 4.67).

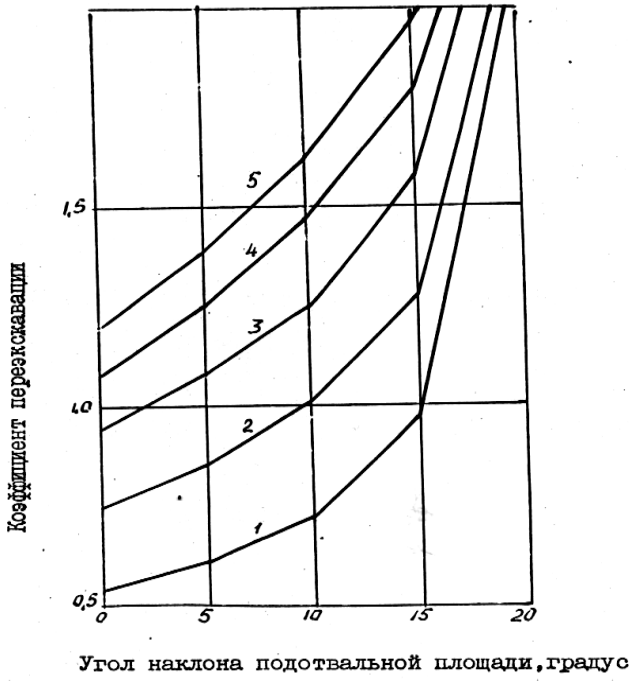



Рис. 4.67. Изменение коэффициента переэкскавации от угла наклона подотвальной площади и мощности вскрыши для экскаватора ЭШ-20/90, ширина россыпи 200 м: 1, 2, 3, 4, 5 – для мощности вскрыши 10, 15, 20, 25 и 30 м

Таблица 4.74

Расчетные значения коэффициентов переэкскавации при угле наклона подотвальной площади до 1… °

| Ширина россыпи по верху, м | Мощность вскрышных пород, м | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | 35 |
| Экскаватор ЭШ-20/90 | | | | | | |
| 100 | – | – | 0,144 | 0,205 | 0,262 | 0,311 |
| 125 | 0,109 | 0,305 | 0,426 | 0,443 | 0,467 | 0,500 |
| 150 | 0,405 | 0,450 | 0,500 | 0,550 | 0,669 | 0,782 |
| 175 | 0,500 | 0,630 | 0,695 | 0,865 | 0,930 | 1,100 |
| 200 | 0,600 | 0,761 | 0,884 | 0,950 | 1,070 | 1,236 |
| Экскаватор ЭШ-10/70 | | | | | | |
| 75 | – | – | 0,199 | 0,227 | 0,272 | – |
| 100 | 0,269 | 0,431 | 0,589 | 0,600 | 0,650 | – |
| 125 | 0,500 | 0,543 | 0,789 | 0,880 | 0,980 | – |
| 150 | 0,608 | 0,859 | 0,891 | 1,074 | 1,347 | – |
| 175 | 0,880 | 0,978 | 1,247 | 1,390 | 1,530 | – |
| 200 | 0,940 | 1,287 | 1,413 | 1,519 | 1,756 | – |

| Ширина россыпи по верху, м | Мощность вскрышных пород, м | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | 35 |
| Экскаватор ЭШ-6/45 | | | | | | |
| 75 | 0,477 | 0,734 | – | – | – | – |
| 100 | 0,906 | 0,924 | – | – | – | – |

### *Затраты на вскрышные работы*

Затраты на вскрышные работы могут определяться составлением калькуляции по статьям затрат, как рассмотрено в работе или укреплено по видам работ и основным производственным процессам.

По основным видам работ затраты описываются следующим уравнением:

$$З_{ВСКР} = Q_Г * (К_В * С_В + К_В * К_П * С_П) + З_{РЕК},$$

где $З_{вскр}$ – годовые затраты на вскрышные работы, р.; $Q_г$ – годовая производительность добычных работ по пескам, м$^3$; $К_в$, $К_п$ – коэффициенты вскрыши и переэкскавации; $С_в$, $С_п$ – себестоимость вскрышных работ и переэкскавации, р./м$^3$; $З_{рек}$ – затраты на рекультивацию испорченных площадей экскаватором в процессе вскрышных работ, р.

Коэффициент вскрыши для дражного способа определяется по формуле

$$К_В = Н_В(В + 2 * m * ctgad + 2 * ш + Н_В * ctgab) / В * m,$$

где $Н_в$ – средняя мощность торфов, м; В – ширина россыпи по низу, м; m – мощность драгируемого пласта, м; ad, ab – углы откосов бортов дражного и вскрышного забоев, м; ш – ширина площади для подхода крана или драглайна к драге для ремонта и подвозки запасных частей.

Себестоимость вскрышных работ $С_в$ зависит от применяемой технологической схемы и крепости горных пород. С учетом затрат на рыхление и рекультивацию для бестранспортной вкрыши уравнение принимает следующий вид:

$$С_В = С_{РЫХ} * q * i + С_{М.Ч.} * i / П_{Э.Ч.} * (Н_Н / Н_В + К_У * (Н - Н_Н) / Н_В) + С_{РЕК},$$

где $С_{рых}$ – себестоимость рыхления мерзлоты, р./м$^3$; q – удельный вес разрыхляемых мерзлых пород, доли единиц; $С_{м.ч.}$ – стоимость одного машино-ч работы драглайна по СниПу или согласно фактическим отчетным данным; i – индекс удорожания цен на данный период по сравнению со стабильными ценами 1990 г.; $П_{э.ч.}$ – нормы выработки на экскаватор в зависимости от категории пород по «Единым нормам выработки»; $Н_н$ – высота нижнего подуступа забоя, м; $К_у$ – коэффициент, учитывающий повышение себестоимости вскрышных работ при обработке верхнего подступа. Согласно ЕНВ производительность драглайна при работе с верхним черпанием снижается на 10 %; $С_{рек}$ – затраты на рекультивацию, отнесенные к одному кубометру вскрышных пород. Затраты на рекультивацию и методы их расчета рассматриваются ниже.

### *Выбор типоразмера драглайна*

Типоразмер драглайна характеризуется емкостью ковша и длиной стрелы, которые определяют его производительность, массу, соответственно, и стои-

мость. Увеличение емкости ковша, как правило, приводит к повышению его производительности, а большая длина стрелы позволяет перемещать пустую породу на большие расстояния и сокращать затраты на переэкскавацию. Расчетная работа одного машино-ч драглайна при длине стрелы от 50 до 120 м и емкости ковша от 10 до 100 м$^3$ приводится в табл. 4.75.

Таблица 4.75

Расчетная стоимость работы одного машино-часа экскаватора (в ценах 1990 г.), р./ч

| Длина стрелы, м | Емкость ковша, м$^3$ | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 10 | 20 | 40 | 60 | 80 | 100 |
| 50 | 54,4 | 89,9 | 144 | 236,5 | 336,8 | 444,0 |
| 60 | 65,9 | 102,8 | 172,8 | 285,5 | 406,6 | 536,1 |
| 70 | 76,3 | 123,2 | 201,9 | 336,0 | 470,0 | 624,9 |
| 90 | 96,6 | 156,4 | 259,5 | 434,9 | 616,5 | 814,4 |
| 100 | 113,8 | 180,9 | 300,6 | 500,9 | 720,0 | 935,5 |
| 120 | 133,4 | 210,4 | 332,0 | 595,5 | 836,8 | 1105,0 |

Применение дорогостоящих экскаваторов должно обусловливаться большими объемами вскрышных работ.

Объем вскрышных работ должен соответствовать мощности добычного оборудования. Годовые затраты на приобретенный экскаватор в ходе его эксплуатации можно разделить на две составляющие: 1) затраты, связанные с его работой; 2) затраты, связанные с простоем экскаватора после выполнения необходимых вскрышных работ. Это можно записать следующим уравнением:

$$З_{ВI} = T_{РI} * C_{М.Ч.} + T_{ПРI} * C_{ПР},$$

где $З_{вi}$ – годовые затраты на вскрышные работы i-м типоразмером экскаватора, р.; $Т_{рi}$ – количество часов работы экскаватора i-го типоразмера для выполнения планируемого годового объема вскрышных работ; $С_{м.ч.}$ – стоимость одного машино-часа работы экскаватора, р.; $С_{пр}$ – стоимость одного машино-часа экскаватора в период его простоя. Анализ калькуляции статей затрат на экскаваторные работы показал, что удельный вес условно-постоянных затрат составляет 0,30–0,35, поэтому для расчетов сравнения вариантов при выборе типоразмеров экскаваторов величину $С_{пр}$ можно принимать равной 0,3 от $С_{м.ч.}$

Величина Трi определяется по планируемым объемам вскрышных работ, переэкскавации и эксплуатационной производительности экскаватора

$$T = \frac{Д * K_В}{П_{Ч.Э}} + \frac{Д * K_В * K_П}{П_{Ч.ЭП}} + T_{ПЛ},$$

где Д – годовой объем добычных работ, м$^3$; $К_в$, $К_п$ – коэффициенты вскрыши и переэкскавации; $П_{ч.э}$, $П_{ч.эп}$ – часовая производительность драглайна на вскрышных работах и переэкскавации, м$^3$/ч; $Т_{пл}$ – плановое количество часов на ремонты, перегонку экскаватора в другой забой, инженерные работы.

Часовая производительность драглайна находится по общеизвестной формуле

$$П = \frac{3600 * E * K_Э * K_{ИС}}{t_Ц},$$

где Е – емкость ковша экскаватора, м$^3$; $К_э$ – коэффициент экскавации в зависимости от категории пород: I – 0,913; II – 0,833; III – 0,738; IV – 0,699; мерзлые взорванные – 0,553; переэкскавация – 0,955; $К_{ис}$ – коэффициент использования во времени; $t_ц$ – продолжительность цикла работы экскаватора, с.

Продолжительность цикла для новых типоразмеров экскаваторов для пород первой и второй категории может быть принята из табл. 4.76. Для пород более высокой категории время цикла увеличивается на 10–20 %.

Таблица 4.76

Продолжительность цикла драглайнов, с

| Длина стрелы, м | Емкость ковша, м$^3$ | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 10 | 20 | 40 | 60 | 80 | 100 |
| 50 | 50 | 51 | 52 | 53 | 54 | 55 |
| 60 | 54 | 55 | 56 | 57 | 58 | 59 |
| 70 | 55 | 56 | 57 | 58 | 59 | 60 |
| 90 | 63 | 64 | 65 | 66 | 67 | 68 |
| 100 | 64 | 65 | 66 | 67 | 68 | 69 |
| 120 | 65 | 66 | 67 | 68 | 69 | 70 |

Для выбора типоразмера драглайна была составлена программа «WTD», пользуясь которой по минимуму затрат при многовариантном сравнении определяется экономически целесообразный типоразмер экскаватора. Расчеты производятся для экскаваторов с длиной стрелы от 50 до 120 м и емкостью ковша от 10 до 100 м$^3$. Коэффициент переэкскавации в программу вводится в диалоговом режиме или как подпрограмма для схем, описанных выше.

Экономически целесообразные типоразмеры драглайнов для мощности вскрышных пород от 10 до 25 м, ширине россыпи 100 и 150 м, равнинной поверхности полигона и годовом объеме вскрышных работ от 0,5 до 10 млн м$^3$ приводятся в табл. 4.77. Для более точных расчетов в программу следует закладывать параметры россыпи, рельеф земной поверхности, как это было описано выше, индекс цен на стоимость машино-ч работы экскаватора.

Таблица 4.77

Рекомендуемые для россыпей типоразмеры драглайнов по экономическим критериям

| Мощность вскрышных пород, м | Годовой объем вскрышных работ, млн м$^3$ | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 0,5 | 1 | 2 | 3 | 5 | 10 |
| Ширина россыпи 100 м | | | | | | |
| 10 | ЭШ-10/50 | ЭШ-20/50 | ЭШ-20/70 | ЭШ-40/50 | ЭШ-60/50 | ЭШ-40/50 |
| | 1 | | 1 | 1 | 1 | 3 |
| 15 | ЭШ-10/50 | ЭШ-20/50 | ЭШ-20/70 | ЭШ-40/50 | ЭШ-40/50 | ЭШ-40/60 |
| | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 3 |
| 20 | ЭШ-10/50 | ЭШ-20/50 | ЭШ-20/70 | ЭШ-40/60 | ЭШ-40/60 | ЭШ-40/70 |

| Мощность вскрышных пород, м | Годовой объем вскрышных работ, млн м$^3$ | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 0,5 | 1 | 2 | 3 | 5 | 10 |
| | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 3 |
| Ширина россыпи 150 м | | | | | | |
| 10 | ЭШ-10/50 | ЭШ-20/50 | ЭШ-40/50 | ЭШ-40/70 | ЭШ-40/50 | ЭШ-40/70 |
| | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 3 |
| 15 | ЭШ-10/50 | ЭШ-20/50 | ЭШ-40/50 | ЭШ-40/70 | ЭШ-40/50 | ЭШ-40/70 |
| | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 4 |
| 20 | ЭШ-10/60 | ЭШ-20/60 | ЭШ-40/60 | ЭШ-40/80 | ЭШ-40/60 | ЭШ-40/60 |
| | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 4 |

## *Характеристика последствий экологических изменений в результате нарушения земель горными работами*

В соответствии с требованиями действующего природоохранного законодательства все земли, нарушенные в результате добычи и переработки полезных ископаемых, подлежат восстановлению (рекультивации).

Обычно рекультивация земель проводится в два этапа: 1) горнотехническая, при которой производится планировка отвалов и выполаживание откосов, покрытие почвенным слоем и создание дренажных сооружений; 2) биологическая, при которой восстанавливается плодородие земель, производится посев трав, лесопосадки, вносятся удобрения, разворачивается производство сельскохозяйственных и лесохозяйственных работ.

Характер экологических изменений, происходящих в результате ведения горных работ, оценивается коэффициентом экологических последствий отчуждения земель для земельных отводов предприятий по выемке минерального сырья и его переработки – $К_{экол}$

$$K_{"ЭКОЛ} = \sum_{i=1}^{i-n} F_I * C_I / Q_{МО},$$

где $F_i$ – площадь i-го сельскохозяйственного, лесного и другого угодья, оказавшаяся в границах земельного отвода предприятия; $C_i$ – первоначальная средняя стоимость сельскохозяйственной, лесной и другой продукции, получаемой с единицы площади i-го угодья; $Q_{мо}$ – общий объем добытого кондиционного минерального сырья, содержащего главные минеральные ресурсы; n – количество выделенных угодий в пределах земельного отвода предприятия.

Размер площади деградированного угодья предлагается определять по приближенной формуле, учитывающей площади под карьером и отвалами

$$F_I = \frac{K_B * Q_{МО}}{H_B} + \frac{K_B * K_P * Q_{МО}}{H_O},$$

где $К_в$, $К_р$ – коэффициенты вскрыши и разрыхления; Нв, Но – мощность торфов и высота отвала, м.

Площадь используемых природных ресурсов под отвалы при расположении их на борта россыпи и земная поверхность полигона, на которой ведется разработка месторождения (в процентном отношении) иллюстрируется табл. 4.78.

Таблица 4.78

Процент площади, занимаемой под отвалами при размещении их на борта россыпи

| Ширина россыпи по верху, м | Тип драглайна Экскаватор | Мощность торфов, м | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | 10 | 15 | 20 | 25 | 30 | 35 |
| 100 | ЭШ-20/90 | 85 | 106 | 116 | 131 | 140 | 148 |
| 100 | ЭШ-10/70 | 90 | 112 | 131 | 147 | 160 | – |
| 200 | ЭШ-20/90 | 66 | 84 | 102 | 118 | 134 | 148 |
| 200 | ЭШ-10/70 | 74 | 99 | 123 | 148 | 166 | – |
| 300 | ЭШ-20/90 | 58 | 78 | 96 | 114 | 137 | 148 |
| 300 | ЭШ-10/70 | 68 | 95 | 120 | 145 | 169 | – |

Из данной таблицы видно, что ущерб, наносимый природным ресурсам при внешнем отвалообразовании, составляет от 60 до 190 %.

Улучшения экологической обстановки можно добиться за счет применения передовой технологии, в частности, применяя внутреннее расположение отвалов пустых пород и передвижные промывочные установки.

## 4.10. ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРИРОСТА ЗАПАСОВ ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СО СЛОЖНЫМИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИМИ УСЛОВИЯМИ

Промышленный прирост запасов на некоторых месторождениях возможен за счет применения новой технологии. Так, например, на месторождениях с большой глубиной залегания оценка запасов производится традиционно для подземного способа разработки, при котором себестоимость в 15–20 раз выше, чем при открытом. Соответственно и среднее содержания полезного ископаемого должно быть очень высоким. Это может быть достигнуто за счет применения комбинированной вскрыши торфов, циклично-поточной технологии или открыто-подземного способа разработки. Рассмотрим возможные схемы и границы применения новых технологий.

### *Границы применения циклично-поточной технологии при разработке глубоких россыпей*

Одним из перспективных направлений совершенствования технологии вскрышных работ на россыпях является применение комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ).

Применение циклично-поточной технологии наиболее целесообразно при вскрыше торфов, представленных песчанистыми и легкоглинистыми породами при отсутствии илисто-глинистых включений и валунов. На отдельных предприятиях, ведущих разработку россыпей, проводятся экспериментальные работы по внедрению роторных экскаваторов в комплексе с конвейерами. Однако широкое внедрение сдерживается сравнительно невысокой сезонной производительностью этих комплексов. Для применения ЦПТ предлагается использо-

вать при погрузке и разработке забоев драглайны, которые показали свою надежность и эффективность на многих месторождениях.

Для того чтобы на конвейеры не попадали валуны предлагается погрузку осуществлять через самоходные бункеры с грохотильными установками. Для размещения пустых пород во внутренние или внешние отвалы применяются консольные отвалообразователи.

Наиболее вероятны следующие схемы применения ЦПТ.

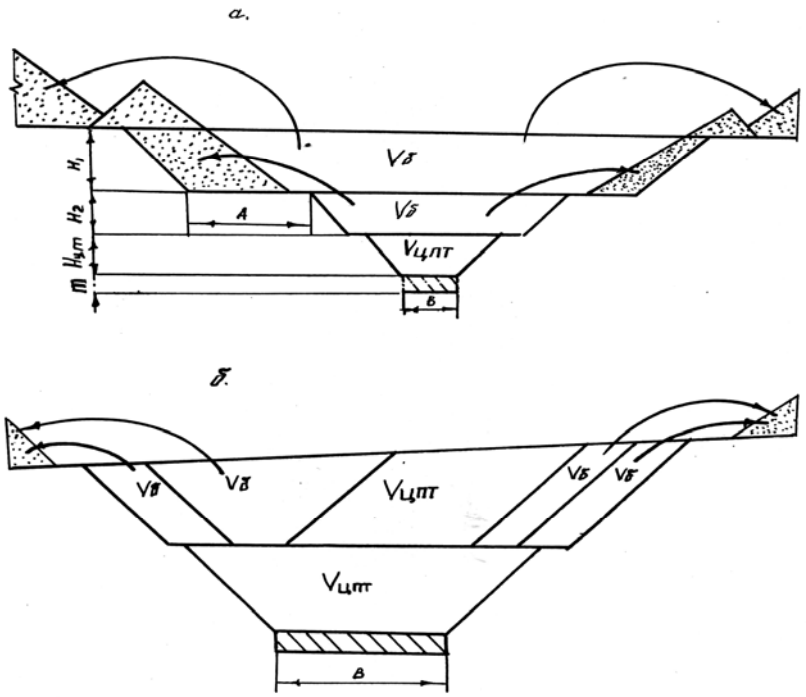



Рис. 4.68. Разработка глубоких россыпей с применением ЦПТ:
а – двухуступная бестранспортная и ЦПТ; б – первый уступ бестранспортной и ЦПТ, остальные по ЦПТ

**Первая схема**. Вскрышные работы проводятся тремя уступами. Первый уступ разрабатывается по бестранспортной схеме с переэкскавацией торфов на борта россыпи. Второй уступ – по бестранспортной схеме с размещением торфов на борту А (рис. 4.68а). Третий уступ разрабатывается с применением ЦПТ.

**Вторая схема**. Вскрышные работы проводятся двумя и более уступами. Первый уступ разрабатывается по комбинированной схеме вскрыши: первые заходки у бортов россыпи разрабатываются драглайном, а средняя часть – по ЦПТ. Второй и последующие уступы разрабатываются по ЦПТ (рис. 4.68б).

Приведенные затраты по первой схеме определяются по формуле

$$C = \frac{З_{бТ} + З_{УПТ} + З_Д + EK}{BmL},$$

где С – себестоимость разработки 1 м$^3$ пласта песков, р./м$^3$; $З_{бт}$ – затраты на бестранспортную вскрышу, р.; $З_{упт}$ – затраты на вскрышу по циклично-поточной технологии, р.; $З_д$ – затраты на добычу и промывку песков, р.; B, m, L – ширина рос-

сыпи, мощность пласта, длина блока, м; Е – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; К – капитальные вложения на оборудование.

$$З_{БТ} = C_В K_Г V_П + C_В K_Г V_2 + C_П K_П V_1,$$

где $С_В$ – себестоимость вскрышных работ, р./м$^3$; $К_Г$ – коэффициент, учитывающий влияние на себестоимость изменения производительности драглайна с глубиной разработки. Для глубины до 20 м $К_г$ = 1; до 30 м. $К_г$ = 0,95, до 40 м; $К_г$ = 0,9; $V_1$, $V_2$ – объем вскрышных пород на первом и втором уступах, разрабатываемых по бестранспортной вскрыше, м$^3$; $С_п$ – себестоимость 1м$^3$ переэкскавируемых пород, р./м$^3$; $К_п$ – коэффициент переэкскавации.

Затраты, приведенные по второй схеме (рис. 4.68б), определяются по формуле:

$$C = (V_Д C_Д + V_{1УПТ} C_{УПТ} K_{Г1} + V_{2УПТ} C_{УПТ} K_{Г2} + C_В K_Г [(1+K_{ПЛ}) V_{БЛ} + (1+K_{ПП}) V_{БЛ}] + EK) / BmL,$$

где $V_д$ – объем добычи песков, м$^3$; $С_д$ – себестоимость добычи и промывки 1м$^3$ песков, р.; $V_{1упт}$, $V_{2упт}$ – объемы торфов, разрабатываемые по ЦПТ, соответственно, с первого и второго уступа, м$^3$; $К_{г1}$ $К_{г2}$ – коэффициенты, учитывающие изменение производительности комплекса ЦПТ от высоты, соответственно, первого и второго уступа; $С_{цпт}$ – себестоимость вскрышных работ, по ЦПТ, р./м$^3$; $К_{пл}$ $К_{пп}$ – коэффициенты переэкскавации, соответственно, при размещении торфов на левый и правый борт россыпи; $V_{бл}$, $V_{бп}$ – объемы бестранспортной вскрыши, породы которой размещаются, соответственно, на правый и левый борта.

Для определения границ применения ЦПТ были приведены расчеты для месторождения со следующими параметрами залегания: ширина россыпи по низу В = 50 м; мощность продуктивного пласта песков m = 5 м; глубина его залегания Н = 40–70 м в расчетах принятого оборудования: экскаваторы-драглайны ЭШ-20/90 и ЭШ-10/70, самоходный бункер-перегружатель на базе экскаватора ЭКГ-4,6; забойный КЛЗ-500, магистральный КЛМ-500 и отвальный КЛС-500, конвейеры длиной по 500 м каждый; отвалообразователь ОШ-1600/110.

Стоимость вскрышных работ драглайнами принята 0,3 усл. ед. / м$^3$, стоимость переэкскавации пород драглайнами – 0,26 усл. ед. / м$^3$, стоимость транспортирования пород конвейерами и отвалообразования (при годовой производительности комплекса 2 млн м$^3$) – 0,29 усл. ед. / м$^3$.

Из расчетов, приведенных для первой схемы (рис. 4.69а), видно, что минимальные приведенные затраты на разработку 1 м$^3$ песков при мощности бестранспортной вскрыши будут 30–35 м, а при дальнейшем увеличении ее затраты резко возрастают. Это объясняется тем, что при мощности вскрыши более максимальной глубины черпания драглайна приходится расширять сечение первого уступа для создания специальных площадок под породы второго уступа. Увеличение сечения приводит также к резкому возрастанию затрат на разработку 1 м$^3$ песков. Сравнение приведенных затрат при разной глубине залегания пласта показывает, что с увеличением глубины на каждые 10 м приведенные затраты возрастают на 35–45 %.

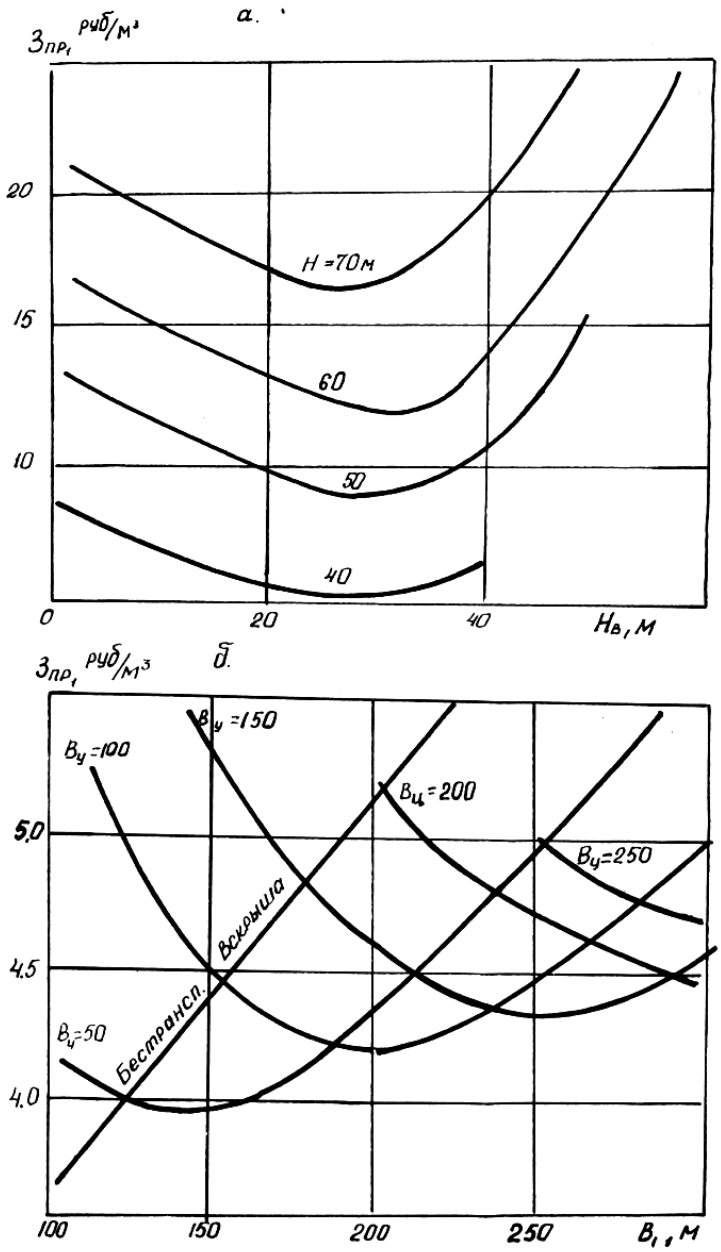



Рис. 4.69. Изменение приведенных затрат разработки 1 м$^3$ пласта от глубины залегания (Н) и мощности вскрытых пород (Нв):
а – для схемы рис. 4.68а; б – для схемы 4.68б

Зависимости изменения приведенных затрат на разработку 1 м$^3$ песков при различной величине заходок, отрабатываемых по ЦПТ для второй схемы (рис. 4.69б), показывают, что минимальные затраты будут при вскрыше первого уступа россыпи по бестранспортной схеме прибортовыми заходками шириной 100 м и вскрытии остальной части россыпи ($В_ц$) с применением ЦПТ.

Таким образом, предлагаемая технология вскрышных работ и методический подход к определению границ ее применения позволяют изыскивать более эффективную технологию разработки глубокозалегающих россыпных месторождений.

Как уже отмечалось, циклично-поточная технология применима при больших объемах горной массы, отсутствии многолетней мерзлоты и валунов. Однако в перспективе большинство новых месторождений характеризуется наличием мерзлоты и валунов. Для отработки талых месторождений наиболее перспективна комбинированная схема вскрышных работ с удалением торфов по бестранспортной и транспортной схемам.

### *Границы применения комбинированных схем вскрыши с транспортным и бестранспортным удалением торфов*

Комбинированная схема вскрышных работ на россыпях предусматривает отработку по бестранспортной схеме двух уступов высотой $H_{B1}$ и $H_{B2}$ (рис. 4.70) и отработку остальной части вскрыши транспортными уступами $H_{BT}$. Для выкладки отвалов вскрышных пород от разработки второго уступа необходим разное борта первого уступа на ширину бермы А:

$$A = 2H_{O2}ctg\beta + в - H_{B1}(ctg\alpha + ctg\beta),$$

где $H_{O2}$ – высота отвала при выкладке пород второго вскрышного уступа по бестранспортной схеме, м; в – ширина отвала по верху, м; β, b – соответственно углы отвала и вскрышного уступа, °

$$в \le R_P - a - H_{O2}ctg\beta,$$

где а – расстояние от базы экскаватора до основания отвала, м; $R_р$ – радиус разгрузки экскаватора, м.

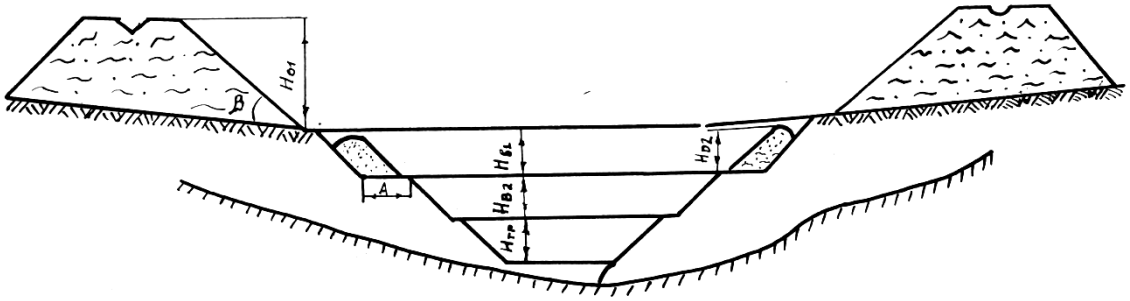



Рис. 4.70. Определение параметров комбинированной вскрыши торфов

Целесообразность применения отработки двумя уступами по бестранспортной схеме обусловливается тем, что до определенных пределов рост затрат на увеличенные объемы вскрыши будет компенсироваться более низкой себестоимостью бестранспортной вскрыши. Таким образом, применение комбинированной вскрыши должно сопровождаться соотношением объема транспортной и бестранспортной вскрыши, а также высоты уступов и ширины берм для выкладки отвалов.

Сложность расчетов заключается в том, что с увеличением глубины залегания и ширины россыпи изменяется себестоимость как бестранспортной, так и транспортной вскрыши, причем, в разных соотношениях.

При определении рациональной границы перехода на комбинированный способ в качестве критерия можно использовать минимум приведенных затрат на добычу 1 м$^3$ песков:

$$З_{ТР} = V_Д C_Д + V_{ТР} C_{ТР} + C_{ПОД} V_{ТР} K_М + (K_Д + K_{ТР} + K_{ПОД}) \frac{E}{V_L};$$

$$З_{ТР} = (V_Д C_Д + C_В V_В + (K_{ПП} V_{ВП} + K_{ПП} V_{ВЛ} + K_{ПП2} V_{ВП2} + K_{ПЛ2} V_{ВЛ2}) C_П +$$

$$+ C_{ПОД} V_В K_М + (K_Д + K_{ЗВ} + K_{ТР} + K_{ПОД} + K_{ЗП}) \frac{E}{V_Д};$$

где $З_{тр}$, $З_б$, $З_{комб}$ – годовые затраты на разработку песков при транспортной схеме, бестранспортной и комбинированной, р.; $К_д$, $К_в$, $К_{тр}$, $К_{под}$, $К_п$ – соответственно, капитальные вложения на добычу, транспорт, подготовку мерзлых пород к выемке, переэкскавацию, тыс. р.; $V_д$, $V_{тр}$, $V_в$ – соответственно объемы добычных работ, транспортной и бестранспортной вскрыши, м$^3$; $V_{вп}$, $V_{вл}$, $V_{вп2}$, $V_{вл2}$, – соответственно объемы торфов по бестранспортной вскрыше, размещаемой на правый и левый борта по первому и второму уступам, м$^3$; $К_{пп}$, $К_{тр}$, $К_{пл2}$, $К_{пп2}$ – соответственно коэффициенты переэкскавации при размещении вскрышных пород на правый и левый борта россыпи на первом и втором уступах; $С_д$, $С_{тр}$, $С_в$, $С_п$, $С_{под}$ – соответственно себестоимость добычных работ, транспортных, вскрышных, переэкскавации и подготовки мерзлых пород к выемке (рыхление БВР), р./м$^3$; $К_м$ – процентное содержание мерзлоты, %; Е – нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений.

По предложенной методике для одного глубокозалегающего месторождения в качестве примера произведены расчеты с целью определения границ перехода на комбинированную вскрышу. Результаты расчетов (рис. 4.71) показали, что для конкретных горно-геологических условий данного месторождения комбинированный способ вскрыши эффективен, граница его применения определена в диапазоне глубин вскрыши 32–65 м. При мощности торфов менее 32 м целесообразно применять бестранспортную вскрышу, а когда она превышает 65 м транспортную схему подземного способа разработки. В расчетах при комбинированной вскрыше торфов принималась не только переменная глубина месторождения, но также высота вскрышных уступов, разрабатываемых по транспортной и бестранспортной схемам. Как видно из табл. 4.79, минимальная расчетная себестоимость добычи и промывки 1 м$^3$ песков получается при высоте уступов, разрабатываемых по бестранспортной схеме – 30 м. Это объясняется тем, что при большой глубине происходит резкое удорожание бестранспортной вскрыши.

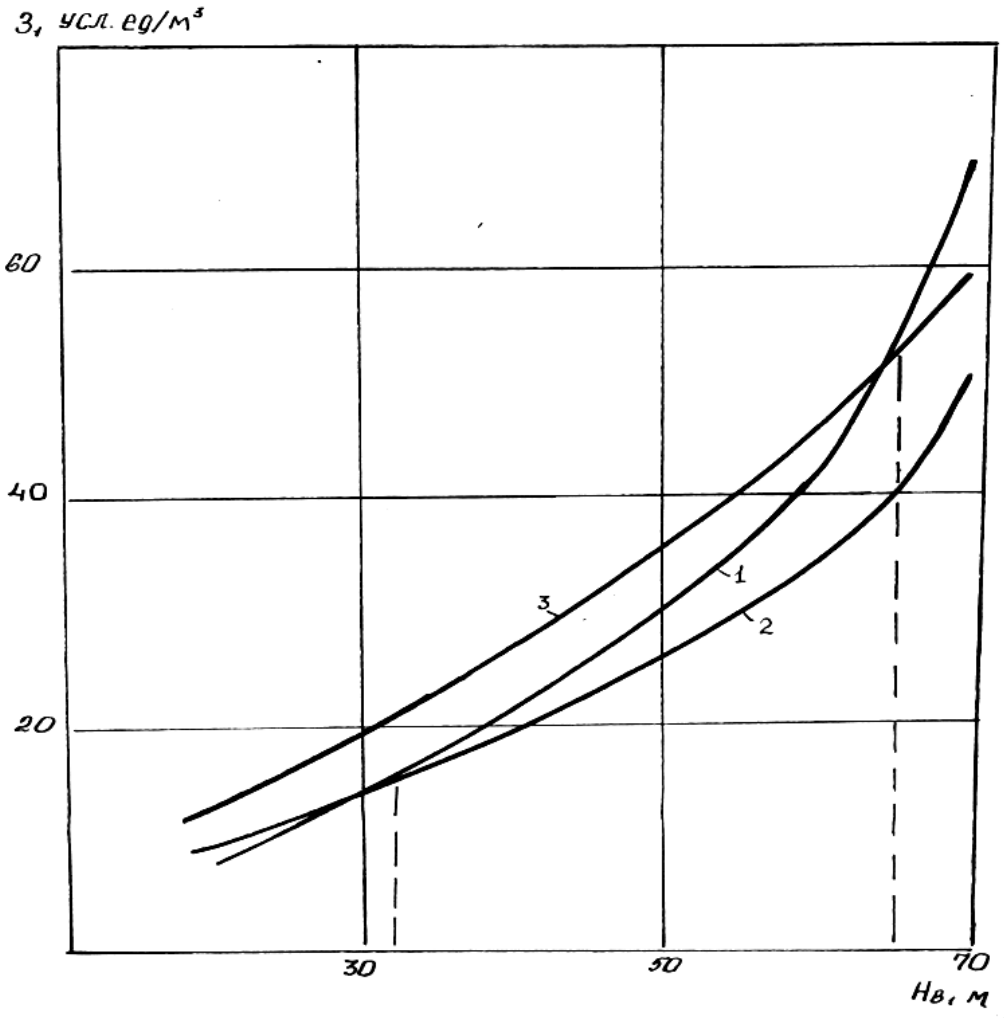



Рис. 4.71. Границы применения комбинированных схем вскрыши:
1 – бестранспортная вскрыша; 2 – комбинированная схема вскрыши;
3 – транспортная схема

Таблица 4.79

Изменение основных показателей при комбинированной вкрыше торфов с различной глубиной разреза

| Глубина месторождения, м | Бестранспортная схема | | | | | Транспортная схема | | | Полная себестоимость 1 м$^3$ песков, усл. ед. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Мощность вскрыши, м | Объем вскрыши, тыс. м$^3$ | Коэффициент переэкскавации | Затраты | | Мощность вскрыши, м | Объем вскрыши, тыс. м$^3$ | Затраты, тыс. р | |
| | | | | на вскрышу, тыс. р. | на переэкскавацию | | | | |
| 20 | 10 | 860 | – | 232 | – | 10 | 660 | 420 | 8,0 |
| | 10 | 1060 | 0,25 | 286 | 63 | 20 | 1520 | 983 | 14,7 |
| 30 | 20 | 1920 | 0,20 | 518 | 91 | 10 | 660 | 420 | 12,8 |
| 40 | 10 | 1260 | 0,43 | 342 | 129 | 30 | 2580 | 1680 | 22,7 |
| 40 | 20 | 2320 | 0,47 | 626 | 259 | 20 | 1520 | 983 | 20,9 |
| | 30 | 3180 | 0,40 | 859 | 303 | 10 | 660 | 420 | 19,1 |
| 50 | 10 | 1460 | 0,38 | 595 | 132 | 40 | 3840 | 2511 | 31,6 |
| | 20 | 2720 | 0,57 | 739 | 369 | 30 | 2580 | 1679 | 30,0 |
| | 30 | 3780 | 0,50 | 1020 | 450 | 20 | 1520 | 983 | 27,9 |
| | 40 | 4750 | 1,47 | 1282 | 1662 | 10 | 660 | 420 | 39,7 |
| 60 | 10 | 1660 | 0,70 | 448 | 276 | 50 | 5300 | 3530 | 43,0 |
| | 20 | 3120 | 0,83 | 842 | 616 | 40 | 3840 | 2511 | 41,2 |
| | 30 | 4380 | 0,60 | 1183 | 625 | 30 | 2580 | 1680 | 38,2 |
| | 40 | 7190 | 1,56 | 1941 | 1849 | 20 | 1520 | 983 | 50,3 |

На рис. 4.72 показана комбинированная схема с разработкой первого и второго уступа драглайнами (1, 2): пустые породы первого уступа размещаются на борта россыпи, второго – грузятся в автосамосвалы и вывозятся на внутренние отвалы к промывочной установке (4), пески с которой доставляются в автосамосвалах, загрузка осуществляется драглайном (3).

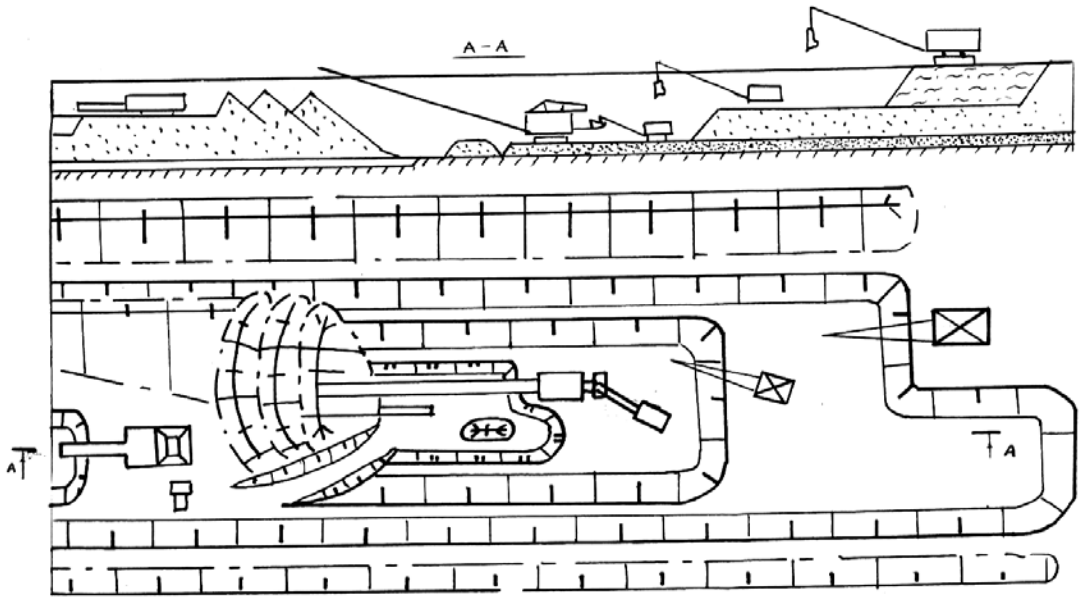



Рис. 4.72а. Применение консольного отвалообразования

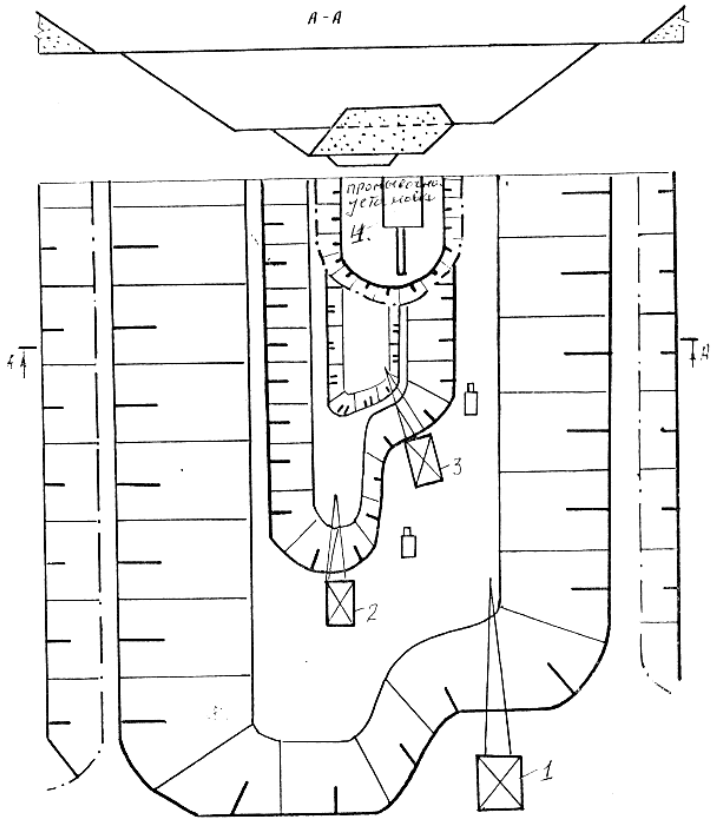



Рис. 4.72б. Вывоз пустых пород со второго уступа автосамосвалами

## 4.11. ПРИМЕР ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКОЙ РОССЫПИ ОТКРЫТЫМ РАЗДЕЛЬНЫМ СПОСОБОМ

Месторождение находится в Бодайбинском районе Иркутской области.

Рельеф среднегорный. Абсолютные отметками водоразделов 600–1300 м. Продольный уклон современного водотока 15–20 м/км. Тальвег корытообразный шириной от 30–40 до 80–130 м. Продольный уклон тальвега составляет 33 м/км.

Запасы расположены на участках с сохранившимися древними аллювиальными отложениями. Россыпь является погребенной аллювиальной, локализована в низах аллювия и в элювии коренных пород.

Золотоносный пласт представлен глинистыми галечниками, заполнителем является песок, гравий, глина.

Плотик россыпи представлен разрушенными сланцами, песчаниками.

Породы вскрыши представлены комплексом гляциальных и флювиогляциальных отложений, перекрытых современными аллювиально-делювиальными отложениями.

Многолетнемерзлые породы на месторождении отсутствуют, сезонное промерзание составляет 1,0–1,5 м. Весовая льдистость отложений сезонно-мерзлого слоя находится в пределах 10–25 %.

Минимальный суточный расход воды – 0,150 $м^3$/с, максимальный – 1,370 $м^3$/с.

Горно-технические условия разработки месторождения приводятся в табл. 4.80.

Таблица 4.80

Горнотехнические условия отработки месторождения

| Характеристика россыпи | Единицы измерения | Показатели |
|---|---|---|
| Длина промышленных блоков | м | 1452 |
| Ширина блоков: минимальная | м | 15,0 |
| максимальная | м | 74,3 |
| средняя | м | 50,3 |
| Мощность торфов: минимальная | м | 34,34 |
| максимальная | м | 51,13 |
| средняя | м | 43,45 |
| Мощность пласта: минимальная | м | 0,8 |
| Максимальная | м | 2,16 |
| Средняя мощность пласта | м | 1,44 |
| Продольный уклон плотика | м/км | 33 |
| Глубина проникновения золота | м | 3,0 |
| Коэффициент вскрыши | м/м | 33,4 |
| Геологические запасы: торфа | тыс. $м^3$ | 3170,96 |
| пески | тыс. $м^3$ | 105,158 |
| золото | кг | 339,0 |
| Среднее содержание | г/$м^3$ | 3,224 |
| Хим. чистота золота | | 875 |
| Промывистость песков | | средняя |
| Валунистость песков | % | 10–15 |

Горно-геологические и горно-технические условия разработки месторождения обусловили предложить в проекте бестранспортную схему ведения вскрышных работ экскаваторами ЭШ-15/100 и ЭШ-10/70 с размещением отвалов торфов на бортах россыпи в объеме 5969,4 тыс. $м^3$. В год объем вскрыши торфов составит – 2250 тыс. $м^3$.

Пески общим объемом 133,2 тыс. $м^3$ послойно оттаивают и окучивают бульдозером в навалы, а затем грузят экскаватором ЭКГ-5А в автосамосвал БелАЗ-7540 и транспортируют до промывочного комплекса, расположенного на борту россыпи или в выработанном пространстве. Годовой объем промывочных работ с использованием установки ПГШ-2-50 составляет 50,0 тыс. $м^3$.

Вспомогательные работы выполняются бульдозерами на базе тракторов Т-11 и Т-35.

Срок отработки россыпи в соответствии с календарным графиком – 3 года. Работы по рекультивации проводятся на третий год отработки месторождения и заканчиваются на четвертый год.

В соответствии с календарным планом разработки россыпного месторождения предусматриваются работы, которые включают:

– очистку карьерного поля от леса и мелколесья в объеме 71,9 га бульдозером Т-11, средняя дальность транспортирования до 100 м;

– подготовка мерзлых пород к выемке (рыхление мерзлых пород) бульдозером Т-35 в объеме – 930,1 тыс. $м^3$;

– вскрыша торфов экскаватором ЭШ-15/100 – 5969,4 тыс. $м^3$;

– перевалка отвалов вскрыши – 150 тыс. $м^3$;

– строительство гидротехнических сооружений бульдозером Т-11 – 45 тыс. $м^3$;

– инженерные работы:

- строительство карьерных автодорог – 20 тыс. $м^3$;
- проходка выездных траншей – 466,6 тыс. $м^3$;
- планировочные работы – 30,0 тыс. $м^3$;

Общий объем добычных работ составляет – 239,7 тыс. $м^3$.

Горнотехническая рекультивация – 3342,7 тыс. $м^3$.

Производительность основного горного оборудования определена по действующим нормативам: «Единые нормы выработки и времени на разработку россыпных месторождений открытым способом», Магадан, СВЗтруд, 1991.

Состав рабочих определен в соответствии с «Единым тарифно-квалификационным справочником работ и профессий рабочих», выпуск 4, разделы: «Общие профессии горных и горно-капитальных работ», «Добыча и обогащение рудных и россыпных полезных ископаемых», Москва, 1986 г.

Календарный план горных работ составлен на отработку месторождения по годам: в течение трех лет ведутся горно-подготовительные работы и промывка песков, а на четвертый год горнотехническая рекультивация.

Выбор оборудования для производства горных работ произведен в соответствии с горно-геологическими условиями месторождения, объемами горных ра-

бот, а также с учетом опыта использования оборудования, имеющегося в наличии и использованного ранее для выполнения горных работ на других участках.

С использованием расчетных данных по годовой производительности оборудования на различных видах проектируемых работ выполнен расчет потребного оборудования для выполнения намеченных объемов. По результатам выполненных расчетов проектом принято следующее количество основного горнотранспортного и обогатительного оборудования, и численность участкового персонала (табл. 4.81). На добычном участке предусмотрен инженерно-технический персонал: начальник участка, геолог, маркшейдер, механик, горные мастера и кассир – золотоприемщик. Всего 47 человек ППП, в том числе ИТР – 6 человек.

Таблица 4.81

Оборудование и участковая численность персонала

| Название оборудования | Количество | Численность рабочих |
|---|---|---|
| Экскаватор ЭШ-15/100 | 1 | 4 |
| Экскаватор ЭШ-10/70 | 1 | 4 |
| Экскаватор ЭКГ 5А | 1 | 4 |
| Бульдозер Т-35 | 1 | 3 |
| Бульдозер Т-11 | 3 | 6 |
| БелАЗ-7540 | 2 | 8 |
| Урал-4320 | 1 | 3 |
| ПГШ-2-50 | 1 | 8 |

Режим работы основного оборудования принят сезонный с непрерывной рабочей неделей. Продолжительность смены принимается равной 12 ч.

Период ведения горно-подготовительных работ: с 1 апреля по 31 октября, общая продолжительность 214 сут.

Продолжительность промывочного сезона с 29 мая по 4 октября при двухсменной работе, продолжительность сезона 129 сут.

Годовая производительность ПГШ-2-50 – 50,0 тыс. $м^3$.

Возможная себестоимость 1 г золота, согласно опыту работы, может составить в соответствии с табл. 4.82.

Таблица 4.82

Калькуляция себестоимости 1 г золота

| Статьи затрат | Р./г |
|---|---|
| Материальные затраты (запасные части, топливо, вспомогательные материалы) | 227,95 |
| Электроэнергия | 59,6 |
| Фонд оплаты труда | 192,22 |
| Отчисления на соц. нужды | 43,35 |
| Амортизация основных средств | 6,33 |
| Услуги сторонних организаций производственного характера (аффинаж, услуги по ремонту, услуги по аренде) | 68,43 |
| Услуги сторонних организаций общепроизводственного характера (услуги по ремонту и аренде, страхование, телефонные и почтовые расходы, охрана труда) | 30,0 |

| Статьи затрат | Р./г |
|---|---|
| Услуги сторонних организаций непроизводственного характера (юридические, информационные и консультационные услуги, экспертиза, расходы на подготовку кадров, охрана, почтово-телеграфные и типографные расходы) | 3,53 |
| Налоги | 23,92 |
| Себестоимость 1 г товарной продукции | 655,33 |

Разрабатываемая россыпь характеризуется большой мощностью торфов – до 51,13 м (средняя мощность вскрыши 43,45) и высоким коэффициентом вскрыши – более 33,4 м/м. Экскаватор ЭШ-15/100, предлагаемый в проекте, взамен наиболее часто применяемого экскаватора ЭШ-20/90 позволит разрабатывать такую большую мощность торфов с меньшими объемами работ на переэкскавацию вскрышных пород, но при этом значительно снизится его техническая производительность и уменьшится надежность работы. Доля затрат на вскрышные работы при разработке данной россыпи будет значительная.

Большой объем вскрышных работ и снижения производительности драглайна ЭШ-15/100 при высоте забоя 40 м и более приводит к удорожанию себестоимости добычи золота. Поэтому для анализа экономических показателей, рассматривается 2 варианта (табл. 4.83): первый с себестоимостью, приведенной в табл. 4.83, и второй вариант – с более высокой себестоимостью – 1098,82 р./г.

Таблица 4.83

Ожидаемые технико-экономические показатели

| № п\п | Наименование показателей | Единицы измерения | Вариант 1 Количество | Вариант 2 Количество |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Объем песков | тыс. $м^3$ | 133,2 | 133,2 |
| 2 | Извлекаемые запасы золота | кг | 312,2 | 312,2 |
| 3 | Вскрыша торфов | тыс. $м^3$ | 5969,4 | 5969,4 |
| 4 | Горно-подготовительные работы | тыс. $м^3$ | 7924,6 | 7924,6 |
| 5 | Производительность карьера в год, золото (пески) | кг (тыс. $м^3$) | 117,3(50) | 117,3 (50) |
| 6 | Срок отработки месторождения | лет | 3 | 3 |
| 7 | Цена реализации 1 кг золота | р. | 1213,59 | 1213,59 |
| 8 | Себестоимость 1 г золота | р. | 655,33 | 1098,82 |
| 9 | Стоимость готовой продукции за период отработки | тыс. р. | 378882,79 | 378882,79 |
| 10 | Эксплуатационные затраты за период отработки | тыс. р. | 204594,03 | 343051,60 |
| 11 | Балансовая прибыль | тыс. р. | 174288,76 | 35831,19 |
| 12 | Налог на прибыль (20 %) | тыс. р. | 34857,75 | 7166,24 |
| 13 | Чистая прибыль | тыс. р. | 139431,01 | 28664,95 |
| 14 | Рентабельность | % | 68,15 | 8,35 |

Из сравнения двух вариантов видно, что оба варианта приемлемы, но по первому варианту прибыль и рентабельность выше.

# Раздел 5. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЗОЛОТОДОБЫЧИ ИЗ РУД ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

## 5.1. КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Разработка золоторудных месторождений подземным способом связана с большой глубиной залегания месторождений, невозможностью отработки рудных тел карьерами.

Глубина разработки на большинстве рудников достигает 600–700 м. Осложняет отработку рудных запасов золота снижение устойчивости руды и вмещающих пород, возможная опасность горных ударов, необходимость оставления целиков с промышленным содержанием золота.

С экономической точки зрения, подземная добыча драгоценных металлов почти всегда связана с большими капитальными затратами на вскрытие месторождений, длительный срок введения в эксплуатацию рудника, сложностью применения высокопроизводительной техники под землей, более низкой производительностью труда и повышенной опасностью ведения горных работ.

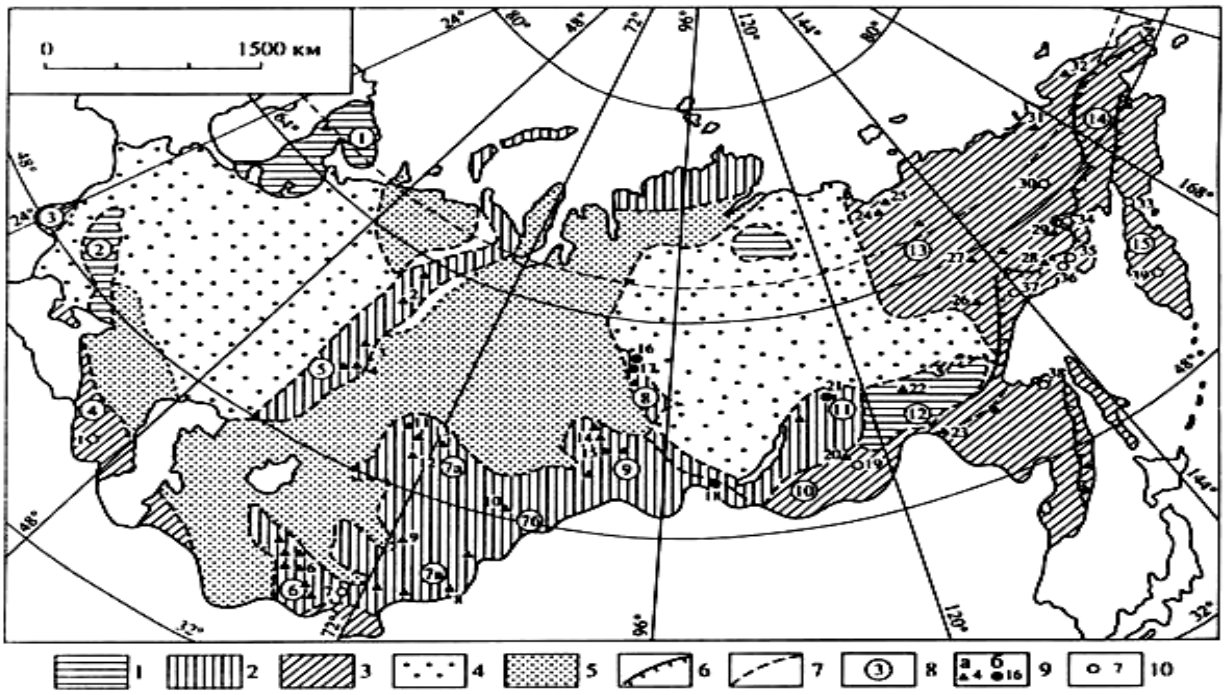
В отечественной практике глубина разработки достигнута на рудниках: «Березовский» – 512 м, «Кочкарский – 512 м, «Бестюбе» – 610 м,

«Барикульский» – 620 м, «Жолымбет» – 640 м, «Дарасунский» – 685 м[1].

Золоторудные месторождения отличаются большим разнообразием горно-геологических и горно-технических условий не только в пределах месторождений, но и в пределах отдельных рудных тел.

Морфологически большинство эксплуатируемых месторождений представлено различными рудными телами – от тонких жил до средней мощности и мощных рудных зон и штокверков. Краткие сведения о золоторудных месторождениях показаны на рис. 5.1.

[1] Технология разработки золоторудных месторождений.




1–6 – геотектонические провинции:
1 – докембрийские щиты;
2 – рифейско-палеозойские подвижные пояса;
3 – мезозойские-кайнозойские подвижные области;
4, 5 – платформенный чехол: древних платформ (4), молодых платформ (5);
6 – границы Охотско-Чукотского вулканического пояса;
7 – границы геоструктур;
8 – золотоносные провинции и области;
9 – гидротермальные золоторудные месторождения;
10 – эпитермальные месторождения[1].

Рис. 5.1. Размещение основных золоторудных месторождений на территории СНГ

**В золотоносные провинции** (пункт – 8) включены: 1 – Кольская, 2 – Центрально-Украинская, 3 – Карпатская, 4 – Кавказская, 5 – Уральская, 6 – Южно-Тянь-Шаньская, 7 – Северо-Казахстанская, 7 – Северо-Тянь-Шаньская, 8 – Енисейская, 9 – Алтае-Саянская, 10 – Забайкальская, 11 – Паттон-Витимская, 12 – Алданская, 13 – Верхояно-Чукотская, 14 – Охотско-Чукотская, 15 – Камчатская.

К гидротермальным золоторудным месторождениям (пункт – 9) относят месторождения: 1 – Зод, 2 – Воронцовское, 3 – Березовское, 4 – Кочкарь и Светлинское, 5 – Мурунтау, Аментайтау, Даугызтау (восток), Кокпатас (север), 6 – Чармитан, 7 – Кочбулак, 8 – Кумтор, 9 – Акбакай, 10 – Бакырчик, 11 – Васильковское, 12 – Жолымбет, 13 – Бес-тюбе, 14 – Сарала, 15 – Коммунар, 16 –

[1]Прогнозная-оценка-золоторудных-ресурсов-России. URL: http://uralgold.ru/wiki/ %D0 %9F %D1 %80 %D0 %BE %D0 %B3 %D0 %BD %D0 %B %D0 %A0 %D0 %BE %D1 %81 %D1 %81 %D0 %B8 %D0 %B8.

Советское, 17 – Олимпиада, 18 – Зун-Холбинское, 19 – Балей, 20 – Дарасун, 21 – Сухой Лог, 22 – Куранах-Лебединое, 23 – Покровское, 24 – Кючус, 25 – Кулар, 26 – Нежданинское, 27 – Сарылах, 28 – Наталкинское, 29 – Ветринское, 30 – Кубака, 31 – Каральвеемское, 32 – Майское, 33 – Аметистовое, 34 – Дукат, 35 – Карамкен, 36 – Школьное, 37 – Хаканджа, 38 – Многовершинное, 39 – Агинское.

В целом месторождения, представляющие интерес для подземной разработки, представлены:

– тонкими жилами мощностью менее 0,8 м – 15–16 %;

– маломощными жилами мощностью от 0,8 до 3 м около 31 %;

– рудными телами средней мощности от 3 до 20 м около 50 %;

– мощными рудными телами – около 3 %.

Рудные тела преимущественно имеют крутое падение – более 50 $^{o}$.

Крепость руды и вмещающих пород в среднем составляют по шкале профессора М. М. Протодьяконова от 9 до 15.

По степени устойчивости руды и вмещающих пород распределение следующее: неустойчивые – 9 %; средней устойчивости – 55 % и устойчивые и устойчивые 36 %.

Ниже приводится краткая характеристика некоторых золоторудных месторождений.

### *Месторождение Купол*

Возможная производительность добычи руды открытым и подземным способами до 809 тыс. т в год, и производством в среднем 15,4 т золота и 163 т серебра ежегодно. Запасы обеспечивают 10 лет работы рудника с годовой производительностью 14–19 т золота и 150–200 т серебра.

По данным Союза золотопромышленников в 2005 г. на руднике Джульетта было добыто 2,8 т золота по цене 148 дол. за унцию

### *Месторождение Каральвеем*

Месторождение Каральвеем (Билибинский район) находится в 20 км к западу от г. Билибино, в верховьях одноименной реки. Месторождение разведано на глубину 400–450 м при установленном вертикальном размахе оруденения более 900 м[1].

На проектируемом предприятии предусматривалась добыча руды подземным способом и переработка руды на золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ). Балансовые запасы, определенные постоянными разведочными кондициями, обеспечивают работу рудника в течение 8 лет при производительности по переработке 200 тыс. т руды в год. Золотоизвлекательная фабрика была введена в работу в ноябре 2007 г., были добыты первые 46 кг золота, а на конец 2007 г. добыто 133,7 кг золота. Одновременно в 2007 г. проводились геологоразведочные работы на участках Промоина и Безымянный, в результате которых выявлено 21 рудное тело.

[1] URL: http://www.chukotka.org/region/branches/get_gold/gold_deposit.

Годовая производительность рудника по руде 200 т, по золоту – 2300–3000 кг. Срок отработки Каральвеемского золоторудного месторождения может быть продлен до 2025–2027 гг. за счет прироста запасов после проведения геологоразведочных работ на глубоких горизонтах месторождения. В 2011 г. ОАО «Рудник Каральвеем» планировал поисково-оценочные работы в пределах Алискеровской площади, прогнозные ресурсы которой оцениваются в 15 т золота.

В 2011 г. на Омсукчанской ЗИФ запущена в эксплуатацию новая линия гравитационного обогащения, предназначенная для переработки серебросодержащей руды с высокой концентрацией свинца, добытой на месторождении Гольцовое, в 80 км от фабрики и в 40 км от всесезонной дороги. Мощность **подземного рудника** на Гольцовом 200 тыс. т руды в год (фактически добыто 126 тыс. т руды с содержанием 467 г/т серебра). Реализация концентрата осуществляется в Казахстане[1].

### *Месторождение Кекура*

Месторождение расположено в Билибинском районе. Владелец лицензии – ЗАО «Базовые металлы. В 2010 г. запасы золота на месторождении Кекура утверждены в количестве 46 тонн. Планами развития предусматривается строительство золотоизвлекательной фабрики с годовой производительностью 200 тыс. т руды (до 3 т золота в год при среднем содержании 17 г/т). На 1 этапе планируется осуществить строительство сезонной опытно-промышленной установки с годовой производительностью 80 тыс. т руды (2012–2013 гг.). Месторождение эффективно для отработки подземным способом с производительностью от 50 до 200 тыс. т руды в год. Ожидаемый среднегодовой уровень добычи 1–2 т золота, 3–6 т серебра.

### *Месторождение Клен*

Месторождение расположено в Билибинском районе. Владелец лицензии – ООО «Клен». Предварительно запасы золота составляют 8 т, серебра – 25 т. По оценкам специалистов, в руде месторождения Клен с учетом флангов находится более 60 т золота. Месторождение эффективно для отработки подземным способом. Ожидаемый общий уровень добычи золота – до 2–3 т золота в год. До 2013 г. планируется завершить оценку запасов рудного золота и серебра.



Рис. 5.2. Подземная добыча золота в Магаданской области[2]

[1] URL: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.
[2] URL: http://library.stroit.ru/articles/zoloto3/index.html.

В Магаданской области, вывода на проектную мощность Асачинского рудника (Trans-Siberian Gold) на Камчатке и др. ОАО «Полиметалл» завершает запуск фабрики автоклавного выщелачивания в г. Амурске Хабаровского края, где, начиная с 2012 г., будут перерабатываться золотосодержащие концентрат.

### *Красноярский край*

**Васильевский рудник** разрабатывает Васильевское и Николаевское золоторудные месторождения с последующей переработкой добытых руд на действующей ЗИФ (400 тыс. т руды в год).

В перспективе развития предприятия планируется запуск установки кучного выщелачивания (УКВ) на рудах Архангельского месторождения, а также строительство и ввод в эксплуатацию второй очереди обогатительной фабрики с годовой производительностью 1 млн. т в год для переработки руд месторождения Герфед.

Добыча золота в Красноярском крае может составлять до 49 т. **ООО «Совруднik»** – это второе в крае по объему добычи золота предприятие, работающее с 2007 г. С 2010 г. объемы добычи доведены до 3,5 т. Началось строительство нового хвостохранилища Северо-Енисейской ЗИФ.

### *Разработка месторождений золота Баяниха и Сухая Грива в Алтайском крае*

Запасы руды – 1600000 т. Добыча золота – 5923 кг. Стоимость золота – 12,5 дол./г. Срок эксплуатации месторождений составляет примерно 7 лет.

Эксплуатация месторождения возможна параллельно открытым и подземным способами[1]. **Месторождения рудного золота Лог-26 в Алтайском крае.** Предусматривается разработка подземным способом – 2,1 млн т руды, содержащей 8400 кг золота.

### *Амурская область*

На месторождении Пионер на полную проектную мощность действуют три фабрики общей мощностью 4,6 млн т руды в год. В 2012 г. планируется ввод четвертой очереди рудника Пионер, рассчитанной на переработку 2 млн т неупорной руды в год. Общая проектная мощность рудника составит 6,6 млн т руды в год. Выпуск золота планируется по 11–12 т ежегодно.

На Маломыре задействованы две очереди рудника общей проектной мощностью по переработке руды 2,6 млн т в год. В 2011 г. на руднике был увеличен выпуск золота в 2,5 раза до 2,8 т. В 2012 г. планируется выпуск 3,7 т золота на действующих мощностях.

В 2011 г. был осуществлен ввод первой очереди Албынского рудника проектной мощностью 1,8 млн т руды в год. Компания сообщает, что вторую очередь рудника мощностью 1,8 млн т руды в год планируется ввести в третьем

[1] URL: http://gold.1prime.ru/aurum79/invest/invst/altay_rags.html.

квартале 2012 г. (вместо 2014 г. как планировалось ранее), благодаря приросту запасов на месторождении. В 2012 г. выпуск золота на месторождении Албын может составить 3,6 т.

Начато масштабное строительство автоклавного производства на Покровском месторождении. С 2013 г. там начнется переработка концентратов упорных руд с рудников месторождений Пионер и Маломыр.

Согласно планам развития компании, в 2012 г. перерабатывающие мощности на месторождениях Покровское, Пионер, Маломыр и Албын выйдут на уровень 14,9 млн т руды в год.

**ООО «Березитовый рудник»** (дочернее предприятие российской международной компании Nordgold) в 2011 г. увеличило добычу золота по сравнению с 2010 г. в 1,5 раза до 3,258 т.

Увеличение стало возможным благодаря улучшению качества и планирования руды, оптимизации горных работ, строительству второй очереди карьера и модернизации ЗИФ.

В 2012 г. предприятие планировало увеличить добычу золота до 3,6 т.

### *Республики Саха (Якутия)*

С 2009–2010 гг. ООО «А/с Дражник» включает ООО «Рудник Дуэт», разрабатывающий месторождения золота Дуэт-Бриндакитского рудного поля.

### *Республики Бурятия*

**Месторождение Зун-Холбинское** Запасы золота (балансовые / прогнозные (Р1+Р2)) составляют 22/14 т., Среднее содержание золота составляет 10,6 г/т.

### *Забайкальский край*

ЗАО «Рудник Апрелково» (входит в Nordgold Алексея Мордашова), в 2013 году добыло 2,267 т золота.

ООО «Мангазея-Майнинг» (ранее в White Tiger Gold) добыло 577 кг.

ООО «Дарасунский рудник» (входит в ОАО «Южуралзолото ГК») – 238 кг.

ОАО «Новоширокинский рудник» (предприятие Highland Gold Mining) который получает золото в свинцово-цинковом концентрате, по результатам 2013 г. добыл 1,718 т золота (+24,5 %), 33,5 т серебра (+20,9 %), 36,3 т кадмия (+13,4 %), 10,9 тыс. т свинца (+12,4 %), 5,3 тыс. т цинка (+35,9 %), и 900 т меди (+28,6 %).

ЗАО ГРК «Западная» (на 23,08 % принадлежит ВТБ Капиталу) в конце сентября 2013 года запустило в Могочинском районе Забайкальского края золотоизвлекательную фабрику (ЗИФ) на Александровском месторождении производительностью до 2 т золота в год. По итогам 2013 г. предприятие получило 236 кг золота[1].

[1] URL: http://zolotodb.ru/articles/technical/10922.

Одним из новых направлений повышения эффективности добычи золота является внедрение технология подземного выщелачивания золота. По опытным данным, полученным на Маминском месторождении[1] эта технология позволяет извлекать золото из некондиционных руд с содержанием всего 0,7 г/т. Расчетная себестоимость извлечения золота составляет около 4 дол./г. Капитальные вложение на подземное выщелачивание золота минимальные. Расчетная окупаемость капиталовложений около 1 года. Подземное выщелачивание не требует нарушения поверхности горными работами, достаточно хорошо разработаны меры по охране окружающей среды. Для широкого использования данной технологии необходимы целенаправленные геологические исследования по выбору объектов, пригодных для подземного выщелачивания.

Резервы повышения экономической эффективности имеются на многих действующих предприятиях, для этого в первую очередь, необходимо расширение геологоразведочных работ, совершенствование техники и технологии разработки месторождений, улучшение организации работ.

## 5.2. ПАРАМЕТРЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Системы разработки месторождений подземным способом представляют порядок ведения подготовительных и очистных работ, определенный в пространстве и времени. Системы разработки описывались в трудах известных отечественных ученых: Трушков Н. И. Разработка рудных месторождений, т. 1–2, М., 1946–47; Стариков Н. А. Системы разработки месторождений. Свердловск, М., 1947; Агошков М. И. Разработка рудных месторождений, 3 изд., М., 1954; Городецкий П. И. Разработка рудных месторождений, М., 1962; Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений, М., 1966; Каплунов Р. П., Черемушенцев И. А. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений, М., 1966; Именитов В. Р. Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений, М., 1973. и др.

Наибольшей популярностью пользуется классификация М. И. Агошкова, в основу которой положено состояние выработанного пространства[2]:

1 класс. Системы разработки с открытым очистным пространством.

2 класс. Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве.

3 класс. Системы разработки с креплением очистного пространства.

4 класс. Системы разработки с закладкой очистного пространства.

5 класс Системы разработки с обрушением вмещающих пород.

6 класс. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

7 класс. Комбинированные системы разработки.

---

[1] Конкурентоспособность регионов...

[2] Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М. : Недра, 1966. 663 с. ; URL: http://www.mining-enc.ru/p/podzemnaya-razrabotka-mestorozhdenij/.

При разработке рудных месторождений драгоценных металлов применяют, обычно системы 1–4 класса, так как системы разработки с обрушением вмещающих пород (5 класс) и системы разработки с обрушение руды и вмещающих пород характеризуются большими потерями и разубоживание руды, чтодля ценных полезных ископаемых является недопустимым.

### *1 Класс. Разработка рудных месторождений с открытым очистным пространством*

В зависимости от угла падения рудного тела и мощности могут применяться системы: потолкоуступная. Почвоуступная, система со сплошной выемкой, камерно-столбовая, система с подэтажной отбойкой руды, системы с камерно-этажной выемкой.

### *Потолкоуступная система разработки*

Данная система разработки применяется при мощности рудного тела от 0,6 до 3 м и крутом падении. Вмещающие породы должны быть устойчивые.

Систему применяют при ценных рудах. Склонности руды к слеживанию, когда невозможно применять системы разработки с магазинированием руды. При наличии включений пустых пород. Когда контакты рудного тела с вмещающими породами могут потребовать дополнительной эксплуатационной разведки.

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека (1 и 3 рис. 5.3) блокового восстающего – 2, который имеет материально-ходовые отделения.

Очистные работы начинают с выемки слоя руды над откаточным штреком с установкой в кровле последнего распорной крепи. Иногда над откаточным штреком оставляют целик толщиной 2,0–2,5 м, в котором проходят рудоспуски. Места выпуска руды оборудуют люками. Очистная выемка включает следующие операции: бурение, заряжание и взрывание шпуров, разборку настила перед взрыванием, проветривание, возведение крепи и укладку настила, выпуск руды через люки. Шпуры бурят с временных полков, укладываемых на распорную крепь, одновременно предохраняет вмещающие породы от местных вывалов. При падении руды некоторые стойки ломаются или выбиваются. В целях уменьшения затрат на восстановление крепи иногда руду доставляют по рудоспускам, которые сооружают путем обшивки досками соседних вертикальных рядов распорной крепи.

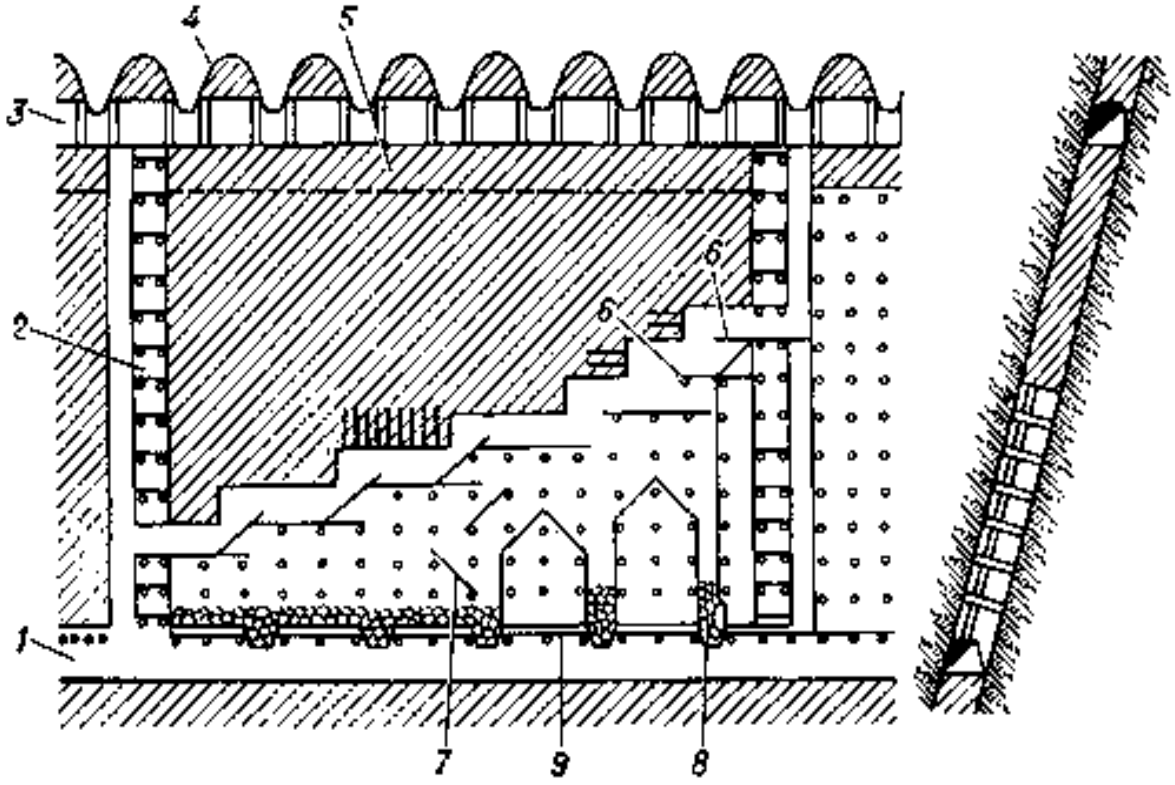



Рис. 5.3. Система разработки с открытым очистным пространством (вариант с потолкоуступной выемкой): 1 – откаточный штрек; 2 – блоковые восстающие; 5 – потолочина; 6 – полки; 7 – наклонные настилы-решетки; 8 – рудоспуски; 9 – настил над откаточным штреком.

### *Системы с подэтажной отбойкой руды*

Системы разработки с подэтажной отбойкой руды применяют в следующих вариантах: системы разработки скважинной отбойкой руды из подэтажных штреков или ортов и системы разработки с мелко-шпуровой отбойкой руды из ортов. Условия применения: крутопадающие рудные тела, мощность рудных тел более трех метров, высокая устойчивость руд и вмещающих пород[1]:

Преимуществом данных систем, по сравнению с предыдущей потолкоуступной системой разработки, является более высокая производительность труда и, соответственно, экономические показатели, а к недостаткам можно отнести более высокий уровень потерь и разубоживания руды.

При этих системах отбойку руды в камерах ведут из подэтажных выработок.

Подготовка блока состоит в проведении откаточного штрека – 1, блоковых вентиляционно-ходовых восстающих – 2 (рис. 5.4). Из откаточного штрека проводят рудоспуски, а в центре блока с горизонта подсечки до потолочины проходят отрезной восстающий, который используется для создания отрезной

[1] URL: http://www.booksite.ru/fulltext/1/001/008/090/320.htm.

щели шириной около 2–3 м на полную мощность рудного тела. Между блоковыми восстающими проводят несколько подэтажных буровых штреков 5.

После разделки отрезной щели отбойку руды ведут вертикальными слоями, начиная с нижнего подэтажа. Руду отбивают зарядами ВВ из веерных скважин, которые бурят из подэтажных штреков.

Возможно также параллельным расположение скважин или шпуров, которые бурят из ортов (рис. 5.4).

Отбитая руда поступает через воронки на скреперный штрек – 7 и через рудоспуски на откаточный горизонт, где грузится в вагонетки.

Междукамерные и междуэтажные целики отрабатывают после выемки двух и более соседних камер. После обрушения целиков выработанное пространство заполняется самообрушающимися вмещающими породами. Потери руды при отработке целиков составляют 40–60 %.

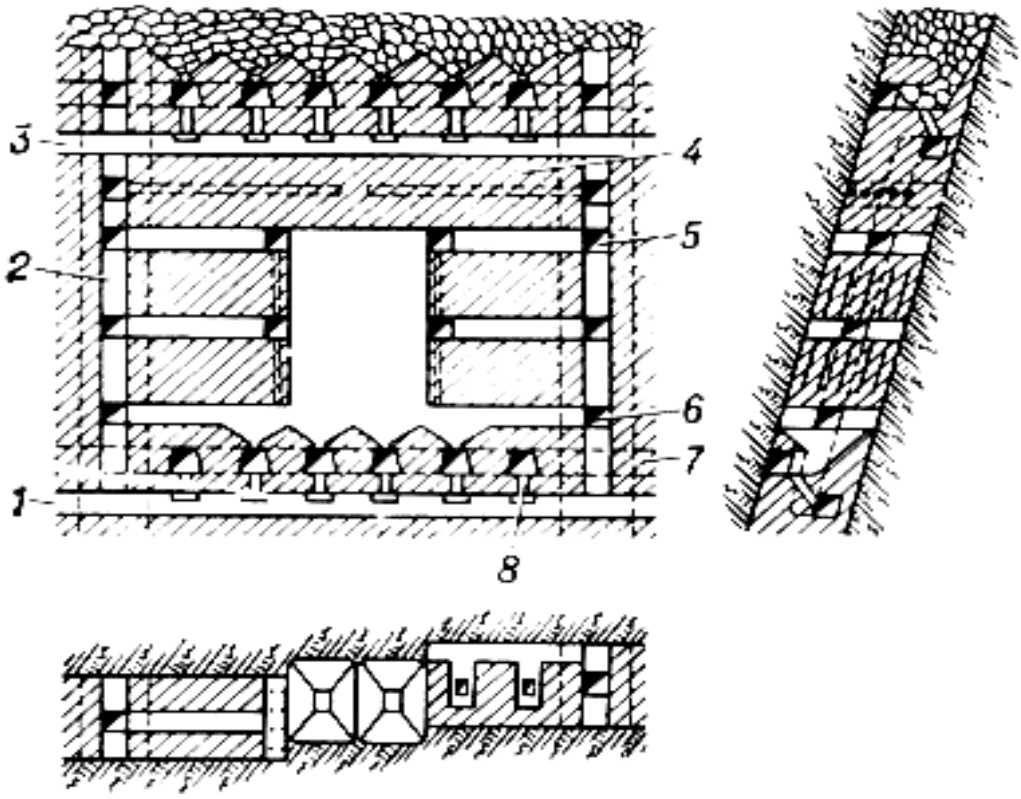



Рис. 5.4. Система разработки подэтажными штреками: 1 – откаточный штрек; 2 – ходовые восстающие; 3 – вентиляционный штрек; 4 – потолочина; 5 – подэтажные штреки; 6 – горизонт подсечки; 7 – скреперный штрек; 8 – рудоспуск

### *Камерно-столбовая система разработки*

Камерно-столбовую систему применяют для разработки пологих и наклонных залежей с устойчивыми кровлей и рудами мощностью от 2 до 30 м, а иногда и более. При этих системах выемочные камеры отделяются одна от другой постоянными или временными (при ценных рудах) целиками. При больших размерах ка-

мер внутри них также регулярно оставляют целики цилиндрической или прямоугольной формы. Потери руды в постоянных целиках составляют 15–25 %.

Подготовка заключается в проведении откаточного и вентиляционного штреков, сбиваемых друг с другом панельными штреками. Из них проводят заезды, сбиваемые по мере выемки панели разрезными штреками.

В начальной стадии очистной выемки делают отрезную щель. Шпуры бурят длиной 2–4 м самоходными бурильными установками. Заряжают шпуры пневмозарядной машиной. Рудную массу грузят в самоходные вагоны погрузочными машинами. При высоте камеры более 6 м для погрузки используют подземный экскаватор. Кровлю поддерживают ленточными целиками и внутрикамерными целиками. В кровле камер через 1–2 м устанавливают железобетонные анкеры длиной 1,5–2,5 м. Заряжание шпуров, оборку забоя и кровли, установку анкерной крепи ведут с помощью самоходных полков. Вариант камерно-столбовой системы показан на рис. 5.5.

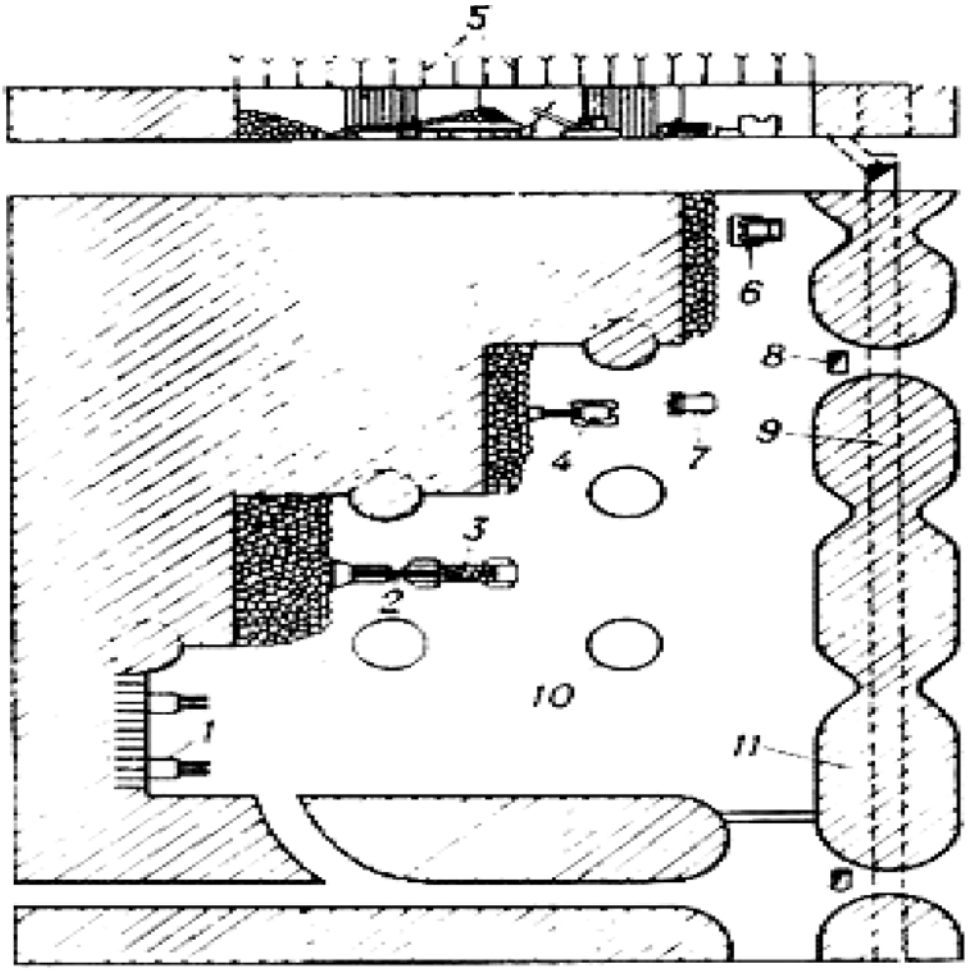



Рис. 5.5. Камерно-столбовая система разработки (вариант с самоходным оборудованием); 1 – самоходные буровые каретки; 2 – погрузочная машина; 3 – самоходный вагон; 4 – подземный экскаватор; 5 – штанговая крепь; 6 – электрический бульдозер; 7 – автосамосвал; 8 – рудоспуск; 9 – откаточный штрек; 10 – целики; 11 – междупанельный целик

Интересен опыт технологических схем добычи золота в условиях Ганы[1]. Из недр Ганы каждый год извлекается почти 130 т золота – по этому показателю она среди стран Африки занимает второе место, впереди лишь ЮАР. Разработка месторождений ведется преимущественно подземным способом. Основной применяемой схемой разработки является камерно-столбовая. В зависимости от применяемых условий различают: камерно-столбовую систему разработки с разбивкой на блоки, на панели, систему разработки «спаренными камерами».

Чтобы добыть 1 кг золота при его содержании в тонне руды 4–5 г, нужно отбить, выдать на поверхность и переработать 200–250 т руды; для получения 1 тонн золота нужно разработать 200–250 тыс. т руды.

Глубина разработки на месторождении Ашанти превышает 1500 м. На месторождении Тарква применяется система разработки с обрушением кровли.

Основной технологической схемой, применяемой в Ганне для добычи золота, является камерно-столбовая.

Камерно-столбовая система разработки применяется для выемки пологих и наклонных (до 40–45°) залежей полезных ископаемых при высокой устойчивости их и вмещающих пород.

На рудных шахтах отрабатываемую залежь делят на панели или блоки, разделяемые между собой ленточными или изолированными целиками. В зависимости от мощности рудного тела и применяемого на буровзрывных работах оборудования выемку ведут безуступным или потолкоуступным забоем (высота уступов 2,5–3,5 м). Для бурения и вентиляции используются передовые забои (1,8–2,5 м) под кровлей камер.

При использовании самоходного оборудования залежь разбивают на панели, обычно шириной 150 м (рис. 5.6).

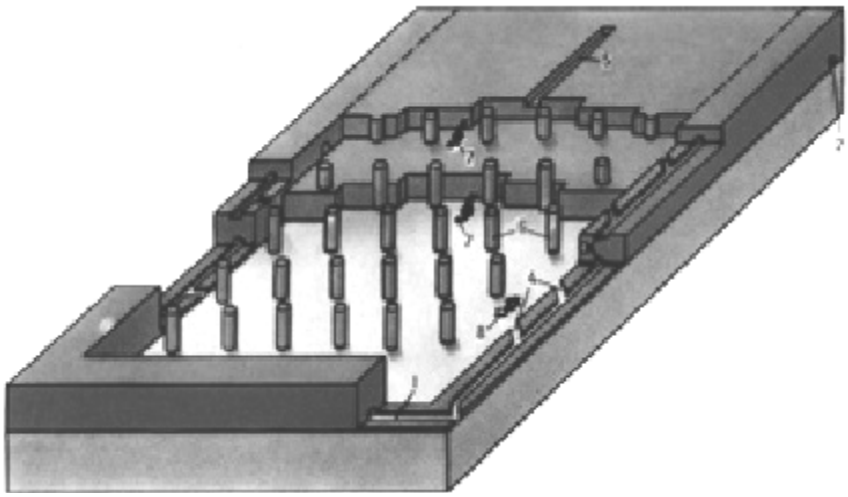


Рис. 5.6. Камерно-столбовая система разработки с разбивкой на панели

В зависимости от мощности залежи, угла падения, применяемого оборудования суточная производительность выемочной единицы изменяется от 200 до 1000 т. Сменная производительность труда забойного рабочего 40–200 т, а

[1] URL: http://www.uran.donetsk.ua/~masters/2012/fimm/nartey/library/article1/article1.htm.

рабочего по системе 30–120 т. Удельный объем подготовительно-нарезных работ при эксплуатации наклонных месторождений составляет 4–6, пологих – 2–4 м на 1000 т запасов руды.

К достоинствам камерно-столбовой системы разработки относятся: высокая производительность забоев и труда рабочих; широкий фронт горных работ с большим количеством забоев; возможность полной механизации очистной выемки с использованием мощного самоходного оборудования; относительно низкая себестоимость добычи руды.

Недостатки: высокие потери руды; сложность тщательного осмотра кровли забоев и их надлежащего проветривания при широком развитии очистных работ.

### *2. Класс. Системы разработки с магазинированием руды*

Варианты данных систем разработки: системы со шпуровой отбойкой из магазина; системы с отбойкой руды из специальных выработок; системы с отбойкой руды глубокими скважинами; системы разработки с магазинирование руды и временной предохранительной крепью; системы разработки с магазинированием руды и подвесной предохранительной крепью.

Системы разработки с магазинированием руды нашли широкое применение на крутопадающих жильных месторождениях. Необходимым условием является не способность отбитой руды в магазинах смерзаться и слеживаться. Системы разработки отбойкой из магазина применяют при мощности залежи от 0,6 до 4–5 м. Руды и вмещающие породы должны быть достаточно устойчивыми. Хотя отбитая руда в некоторой степени препятствует отслаиванию вмещающих пород в период очистной выемки.

При этих системах отбойку руды в блоке ведут с отбитой замагазинированной руды.

Подготовительные работы: проводится откаточный штрек, через каждые 40–80 м по простиранию проводят блоковые восстающие на два отделения. В длинных блоках, в их центре размещают дополнительный восстающий для облегчения доставки в забой материалов и оборудования и улучшения проветривания. В этом случае фланговые восстающие имеют меньшую площадь поперечного сечения. Из откаточного штрека проводят рудоспуски на высоту 4б м. Расстояние между рудоспусками не превышает 5б м.

Начальная стадия очистной выемки включает подсечку камеры на всю длину и образование воронок. Для этого, проводят подсечной штрек и расширяют верхнюю часть рудоспусков в воронки. В нижней части рудоспусков устанавливают люки. Очистной забой имеет потолкоуступную форму и обуривается, горизонтальными или (чаще) восходящими шпурами с поверхности отбитой руды. Одновременно разбуривают негабариты на поверхности отбитой руды.

Цикл очистной выемки включает бурение шпуров, их взрывание, проветривание забоя, частичный выпуск руды, оборку кровли. Основной выпуск всей замагазинированной руды начинают по достижении границы потолочины.

Целики под вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить.

При уступной форме после взрывания уступов поверхность отбитой руды получается неровной. Поэтому трудно организовать выпуск отбитой руды так, чтобы выдержать необходимую высоту рабочего пространства под уступами. В одних местах высота рабочего пространства оказывается недостаточной, а в других она велика, что вынуждает сооружать полки для бурильщиков. Все это требует значительных затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды.

При достижении очистной выемкой границы подштрекового целика, начинают выпуск из блока всей замагазинированной руды. Его ведут равномерно из всех люков. Целики под и над вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек па время закладочных работ необходимо сохранить. Если выработанное пространство не закладывают, выемку междуэтажных целиков можно производить одновременно с выпуском руды. Целики не извлекают только при добыче малоценных руд.

Для удобства отработки целиков откаточный штрек можно проводить в породах лежачего бока. В этом случае над наклонными рудоспусками располагают подсечной рудный штрек, из которого в местах сопряжения его с рудоспусками разбуривают воронки. Сокращение потерь руды и удобство работ компенсируют перерасходы по проведению полевых штреков и рудоспусков.

При разработке жил небольшой мощности (до 1,5–2 м), особенно с ценной рудой, вместо оставления междуэтажных и междукамерных целиков устанавливают крепь в штреке и восстающих. Устранение потерь руды в целиках, сокращение проходки большого числа рудоспусков по подсечке блока, образованию воронок, проведению восстающих с ходками являются основным преимуществом этого варианта системы (рис. 5.7)[1].

Для подготовки блока проходят откаточный штрек 1 и восстающие 2. Первый слой извлекают одновременно с проведением откаточного штрека или после его проведения. В первом случае проводят штрек высотой от 3 до 5 м, а затем на высоте 2 м устанавливают распорки с укладкой на них прочного настила. В настиле через 3–5 м устраивают люки. Восстающие имеют два отделения, закрепленные распорной или срубовой крепью.

Порядок очистной выемки аналогичен рассмотренному выше. Сплошная форма забоя позволяет создать широкий фронт бурения, более удобные и безопасные условия для передвижения рабочих и обеспечивает высокую производительность труда забойных рабочих.

Затраты труда на выпуск составляют иногда 50–60 % от всех затрат на очистную выемку. Выпуск руды через люки, расположенные через 2–2,5 м один от другого, позволяет снизить трудоемкость выпуска за счет устранения затрат на разравнивание руды в камере, ликвидацию зависаний и ремонт люков.

[1] URL: http://www.coolreferat.com/ %D0 %9E %D1 %81 %D0 %BD %D0 %BE %D0 %B2 %D0 %BD %D1 %8B %D0 %B5_ %D0 %BF %D0 %B0 %D1 %80 %D0 %B0 %D0 %BC %D0 %B5 %D1 %82 %D1 %80 %D1 %8B_ %D1 %88 %D0 %BF %D1 %83 %D1 %80 %D0 %BE %D0 %B2 %D0 %BE %D0 %B9_ %D0 %BE %D1 %82 %D0 %B1 %D0 %BE %D0 %B9 %D0 %BA %D0 %B8_ %D1 %87 %D0 %B0 %D1 %81 %D1 %82 %D1 %8C=2/.

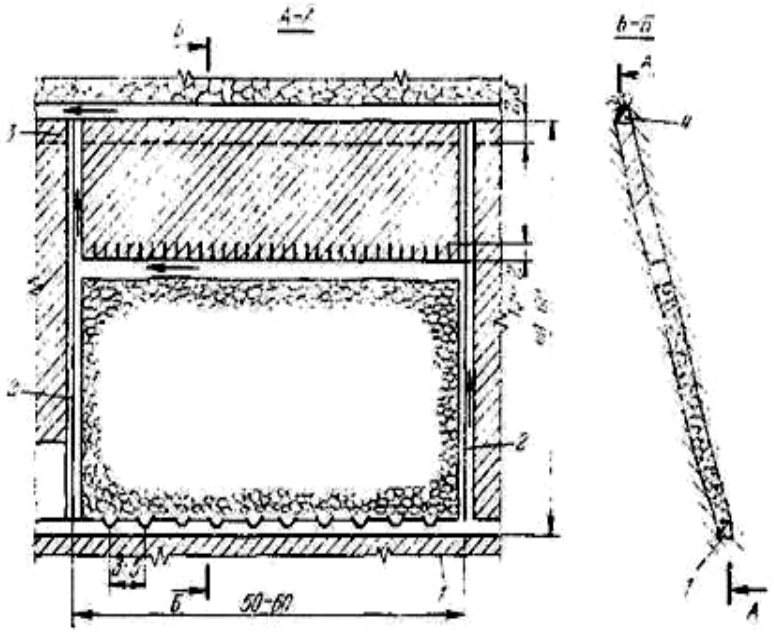


Рис. 5.7. Система разработки с магазинированием и сплошной выемкой

### *3 класс. Системы разработки с креплением очистного пространства*

Варианты данных систем разработки: системы с усиленной распорной и станковой крепью; системы разработки с каменной и комбинированной крепью. Помимо перечисленных видов крепления, может применяться кустовая, органная, костровая, крепление с надувными устройствами, и другие виды крепи. Плотность установки крепи зависит от характера сдвижения кровли, ее структуры и текстуры, наличия мерзлоты и ледяных прослоев. Данные системы разработки применимы на месторождения с пологим падение рудных тел и обычно ограниченной мощности до 2–3 м. Подробнее системы с креплением описаны в разделе с описанием разработки мерзлых россыпей.

### *4 класс. Системы разработки с закладкой очистного пространства*

Варианты данных систем разработки: системы разработки горизонтальными слоями с закладкой; системы разработки наклонными слоями с закладкой; системы нисходящей послойной разработки с закладкой и др.

Системы разработки применяют при добыче полезных ископаемых высокой ценности, так как применение закладочных работ приводит к увеличению себестоимости извлекаемых компонентов.

Система разработки горизонтальными слоями может применяться при любых мощности и углах падения рудных залежей, но чаще при разработке крутых жил и месторождений большой мощности. Руда должна быть устойчивой или среднейустойчивости. Боковые породы могут быть неустойчивыми.

Преимуществом данных систем разработки является низкие потери и разубоживании руды, уменьшение возможности сдвижения горного массива в результате создания выработанного пространства.

Виды закладки: самотечная, механическая, пневматическая и гидравлическая, а также применяют закладку твердеющими смесями. Последняя в большей степени, чем другие, обеспечивает сохранность поверхности. Из систем разработки с закладкой наиболее широко применяются горизонтальные слои. На рис. 5.8 представлен вариант этой системы разработки с сухой закладкой.

Подготовка блока заключается в проведении откаточного и вентиляционного штреков, а также блоковых восстающих, по которым осуществляются спуск закладочного материала и отвод исходящей струи воздуха. Восстающие оборудованы ходовым отделением. По мере отбойки руды, осуществляемой в восходящем порядке, в середине блока в закладываемом пространстве выкрепляют рудоспуски с ходовым отделением, по которому поступает свежая струя воздуха.

Отбойка руды осуществляется слоями толщиной 2–3 м. Шпуры бурят вертикально или горизонтально ручными, телескопными или колонковыми перфораторами. Для предотвращения смешивания руды с закладочным материалом перед отбойкой на поверхность закладки укладывают настил из конвейерной ленты, металлических листов или набрызгбетона толщиной 10–15 см. Доставка отбитой руды к рудоспуску производится скрепером. После уборки руды разбирают настил (за исключением набрызгбетона), наращивают рудоспуски и приступают к закладочным работам. Сухой сыпучий материал, поступающий по закладочному отделению восстающего, размещают в слое. Закладка служит для поддержания боков очистного пространства, а поверхность ее является платформой для размещения оборудования и рабочих. При применении литой твердеющей закладки выемка слоев может осуществляться в нисходящем порядке.

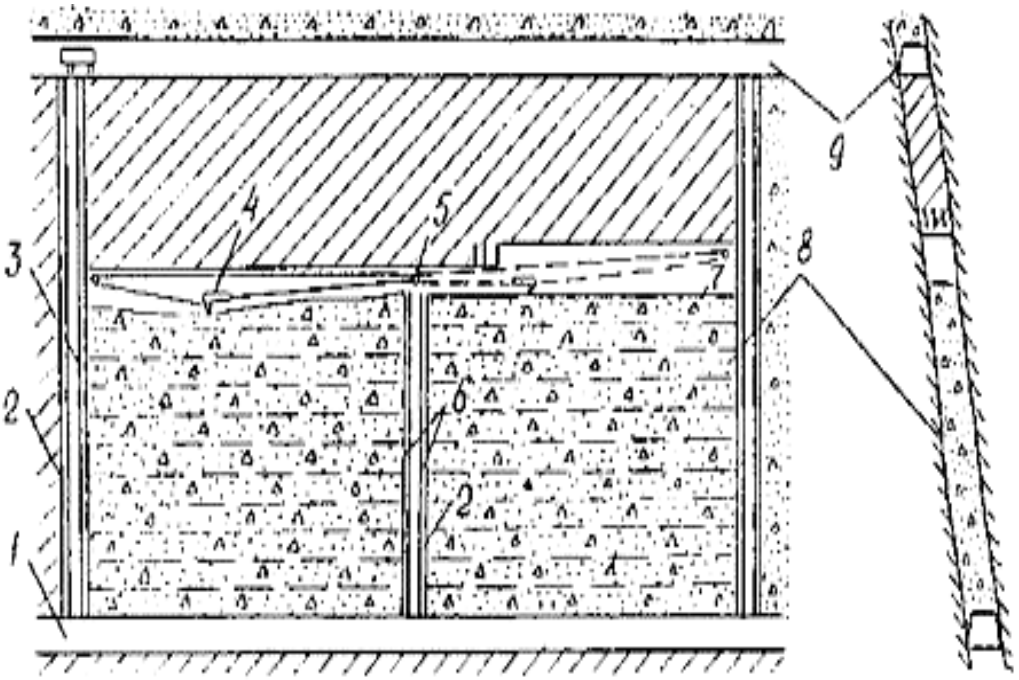



Рис. 5.8. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:
1 – откаточный штрек; 2 – ходовое отделение восстающего; 3 – закладочное отделение; 4 – скрепер; 5 – скреперная лебедка; 6 – рудоспускное отделение восстающего; 7 – настил; 8–закладочный массив; 9 – вентиляционный штрек

Системы разработки с закладкой применяются и в других вариантах, как например, показано на рис. 5.9. Слева показан вариант отработки горизонтальными слоями с возведением нескольких рудоспусков – 5, позволяющих сократить расстояние для выпуска руды в забое, а справа показан вариант отработки наклонными слоями с самотечной доставкой руды и закладочного материала в выработанном пространстве.

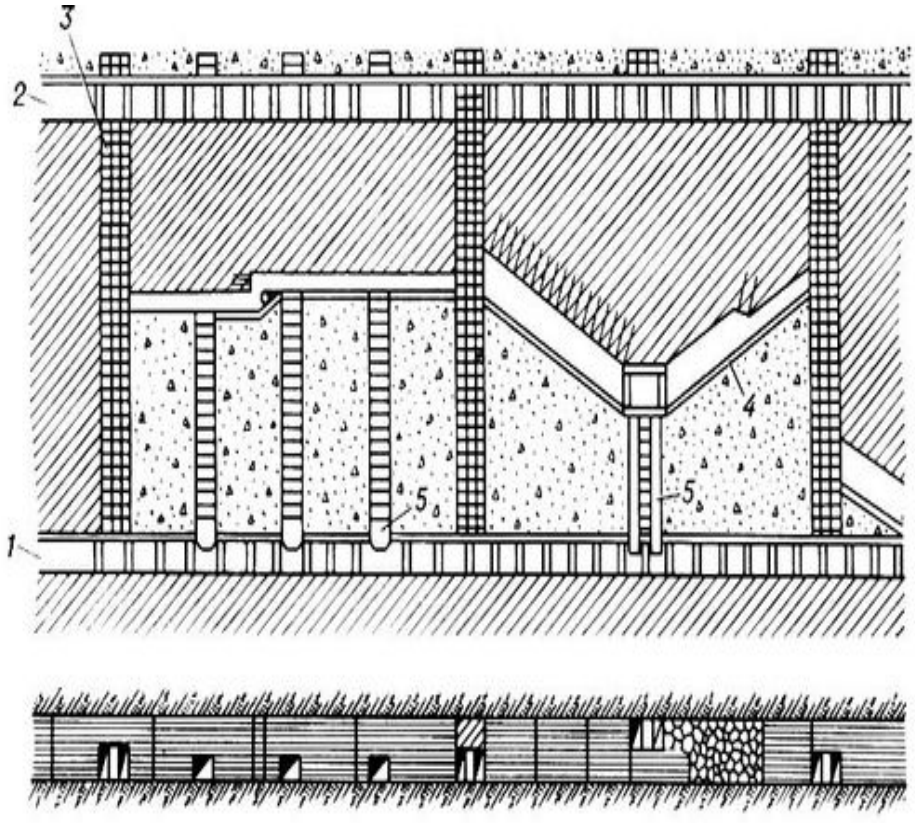



Рис. 5.9. Системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой: 1 – откаточный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – блоковые восстающие с отделениями для доставки закладочного материала; 4 – настил; 5 – рудоспуски.

### *5 класс. Системы разработки с обрушением вмещающих пород*

Варианты данных систем разработки: система слоевого обрушения; столбовые системы разработки с обрушением кровли; щитовые системы разработки.

Системы разработки с обрушением вмещающих пород характеризуются заполнением выработанного пространства обрушенными вмещающими породами непосредственно за выемкой полезного ископаемого. Крутопадающие и мощные залежи с неустойчивой рудой и вмещающими породами разрабатывают системой слоевого обрушения, при которой выемка руды ведется в нисходящем порядке горизонтальными слоями высотой 2,3–2,5 м. Для предотвращения проникновения в полезное ископаемое обрушенных пустых пород служит предохранительный настил. Доставка полезного ископаемого – скреперная. Потери 2–5 %. Применяют для разработки ценных руд.

Разработку горизонтальных и пологопадающих пластообразных залежей мощностью до 4–5 м ведут столбовыми системами с обрушением кровли. Шахтное поле разделяют на столбы шириной 25–80 м и длиной от 150 до 500–700 м; столбы отрабатывают по падению сплошным забоем (лавой) или заходками. Отбойка взрывным способом, а в слабых рудах – механическим (комбайнами). Потери полезного ископаемого 7–10 % (при выемке заходками они возрастают до 15–20 %).

### *6 класс. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород*

Варианты данных систем разработки: системы подэтажного обрушения; системы этажного само обрушения; системы этажного принудительного обрушения.

При системах разработки этажного принудительного обрушения (рис. 5.10) руду отбивают на всю высоту блока. Объём одновременно отбиваемой руды достигает несколько сотен тыс. т. Крепость и устойчивость руды может изменяться в широком диапазоне. Применяют отбойку на горизонтально-подсечные компенсационные камеры и вертикальные компенсационные щели или камеры.

Системы с обрушением руды и вмещающих пород сопровождаются большими потерями и разубоживание, поэтому применение их для ценных руд весьма ограничены.

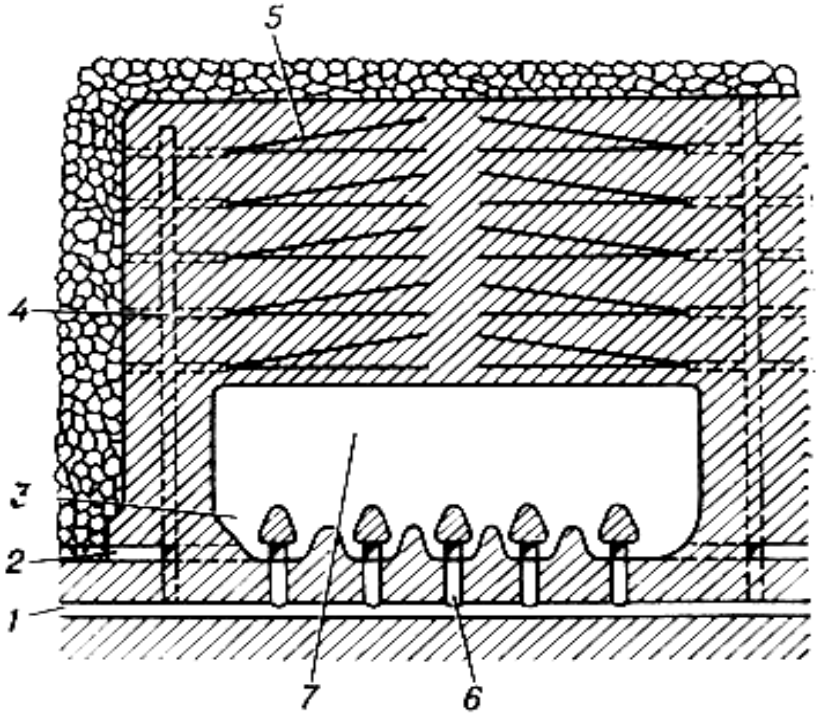



Рис. 5.10. Система этажного принудительного обрушения: 1 – выработки откаточного горизонта; 2 – скреперные выработки; 3 – выпускные воронки; 4 – материально-ходовые восстающие; 5 – скважины; 6 – рудоспуски; 7 – компенсационная камера

*7 класс. Комбинированные системы разработки*

Возможны различные варианты комбинаций систем разработки. Некоторые из них:

– комбинированная система разработки с восходящей слоевой выемкой и магазинирование руды;

– комбинированная система разработки с подэтажным магазинированием руды и креплением;

– комбинированная система разработки с подэтажными штреками и магазинированием руды;

– комбинированная система разработки с магазинированием руды с восходящей слоевой выемкой, шпуровой и скважинной отбойкой;

– комбинированная система разработки с магазинированием и срубовым креплением;

– комбинированная система разработки с креплением срубовой крепью и др.

Наряду с традиционной технологией добычи руд, основанной на разрушении рудного массива различными способами, применяют скважинную технологию, к которой относятся растворение солей, выплавка серы, выжигание серы под землей до сернистого газа, подземная гидродобыча и выщелачивание металлов[1].

## 5.3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ КОНСТРУКТИВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

### 5.3.1. Крутопадающие рудные жилы

Параметры подземной геотехнологии (размеры целиков, обнажений кровли камер, крепление горно-подготовительных, нарезных и очистных выработок зависят от многих факторов. К этим факторам относятся прочностные свойства горных пород, руды, тектонические и текстурные нарушения, первоначальные напряжения горного массива и др.

В зависимости от применяемой системы разработки и мощности рудного тела в табл. 5.1 приводятся количество потерь и разубоживания для крутопадающих рудных тел.

Таблица 5.1

Потери и разубоживание для применяемых систем разработки

| Система разработки | Мощность рудных тел, м | Потери, % | Разубоживание, % | Наименование рудников |
|---|---|---|---|---|
| С магазинированием руды | до 0,8 | 1,6 | 72,5 | «Кочкарский» |
| | | 6,9 | 31,7 | «Дарасунский» |
| | 1,5–2,0 | 19,3 | 86,5 | «Березовский» |
| | до 3 | 11,6 | 1,3 | «Дарасунскуий» |

[1] URL: http://www.mining-enc.ru/p/podzemnaya-razrabotka-mestorozhdenij//.

| Система разработки | Мощность рудных тел, м | Потери, % | Разубоживание, % | Наименование рудников |
|---|---|---|---|---|
| | 0,8–3,0 | 12 | 70 | «Холбинский» |
| Этажно-камерная, подэтажных штреков | 5–20 | 8-9 | 23–25 | «им. Матросова» |
| | 3–16 | 7 | 12–23 | «Алтын-Топканский» |
| | до 4 | 3–14 | 15–16 | «Иртышский» |

Потери ценных металлов в целиках и разубоживание руды снижает экономические показатели горных предприятий, и приводят к увеличению себестоимости руды и конечного продукта – драгоценных металлов. С целью сокращения необоснованных потерь металла в целиках и оптимизации структурных элементов систем разработки многими учеными проводились специальные исследования напряженного массива вокруг горных выработок и в целиках.

Для определения устойчивости подштрековых целиков используются методики Л. И. Сосновского, В. Ф. Трумбачева, Г. К. Каткова, Д. И. Беккера, Н. П. Влоха и др.[1]

Предельное напряжение в подштрековом целике Gц должно соответствовать уравнению:

$$Gц = [(Квк \cdot Gв + Кгк \cdot Gг) – Gг] \cdot Коб + Gг \leq Gдоп \cdot Кф,$$

где *Квк, Кгк* – коэффициенты концентрации напряжений от действия вертикальных и горизонтальных единичных нагрузок в подштрековом целике; *Gв, Gг* – напряжения в нетронутом массиве (первоначальные), действующие соответственно вертикально и горизонтально, МПа; *К об* – коэффициент перехода от плоской к объемной геомеханической задаче; *Gдоп* – предел прочности при сжатии или растяжении горных пород в массиве; *Кф* – коэффициент, учитывающий геометрические размеры целика (коэффициент Черна).

Предел прочности на сжатие или растяжение горных пород в массиве определяется из выражения:

$$Gдоп = Gоб \cdot Кс/Кдл,$$

где *Gоб* – предел прочности на сжатие и растяжение горных пород в образце, МПа, *Кс* – коэффициент структурного ослабления; *Кдл* – коэффициент длительной прочности.

Устойчивость бортов камер проверяется уравнением:

$$Gб = (Квк \cdot Gв + Кгк \cdot Gг) \cdot Кобг \leq Gдоп,$$

где *Gб* – напряжения в борту камеры. МПа.

Минимально допустимая ширина междукамерного целика *(lц)* определяется по формуле[2]:

[1] Сосновский Л. И., Сосновская Е. Л. Управление геомеханическими процессами при подземной разработке золоторудных месторождений // Проблемы развития минеральной базы Восточной Сибири : сб. науч. тр. Иркутск : Изд-во ИрГТУ. 2000. С. 96–100 ; Технология равзработки золоторудных месторождений.

[2] Ясыченко В. Б., Сосновская Е. Л. Обоснование параметров подземной геотехнологии крутопадающих жильных месторождений на стадии строительства рудников // Геодинамика и напряженное состояние недр, 2011 : тр. науч. конф. Новосибирск : Изд-во ИГД СО РАН, 2011. С. 133–140.

$$lц = \frac{lk * Нэ * Gг * K1 * K2 * Коб}{[Gдоп - Gг(1 - Коб)] * A} - \frac{(lk - lb)h}{A} + lb,$$

где *lк* – длина камеры, м; *Нэ* – средняя высота этажа, м*; К1* – коэффициент, учитывающий влияние вертикальных напряжений; *К2* – коэффициент, характеризующий влияние неравномерности распределения горизонтальных напряжений при различном числе отработанных этажей; *lb* – ширина восстающего, м; *h* – высота подштрекового целика; *А* – общая высота подштрекового целика с учетом проходки в нем сбоек.

Расчетные данные В.Б. Ясыченко по приведенной методике позволило определить минимальные размеры надштрековых, подштрековых и междукамерных (между блоковых) целиков[1] для глубины разработки от 200 до 600 м и мощности рудных тел от 1 до 3 м (табл. 5.2). Исследования проводились для условий Зун-Холбинского и Дарасунского месторождений.

Таблица 5.2

Параметры целиков при системах разработки крутопадающих жильных месторождений

| Глубина разработки, м | Мощность рудного тела, м | Высота надштрековоно целика, м | Высота подштрекового целика, м | Ширина междукамерного целика, м |
|---|---|---|---|---|
| До 200 | 1 | 2 | 2 | 7 |
| | 2 | 2 | 2 | 7 |
| | 3 | 2 | 3 | 8 |
| 200–400 | 1 | 2 | 3 | 8 |
| | 2 | 2 | 3 | 8 |
| | 3 | 2 | 4 | 8 |
| 400–600 | 1 | 2 | 4 | 8 |
| | 2 | 2 | 4 | 8 |
| | 3 | 2 | 4 | 8 |

### 5.3.2. Золоторудные жилы малой мощности наклонного залегания

Разработка золоторудных жильных месторождений пологого залегания малой мощности осуществляется на рудниках ЮАР («Ист Дрифонтейн», «Мокасса», «Айлэнсренд» и др.), в США (рудник «Санд оф Гвалиа).

Особенностью жильных месторождений пологого падения является сложное геологическое строение, тектонические нарушения, неравномерность распределения запасов, изменчивость мощности жилы и угла падения. Пологое падение жил исключает доставку руды под действием собственного веса. Доставка руды в стесненных условиях выработанного пространства снижает производительность труда. Обычно производительность труда составляет 2–2,5 м$^3$ / чел.-смену.

Величина потерь и разубоживания для различных систем разработки (данные А. М. Павлова) представлены в табл. 5.3.

[1] Ясыченко В. Б., Сосновская Е. Л. Указ. соч. С. 52–57.

Таблица 5.3

Потери и разубоживание для различных систем разработки

| Система разработки | Потери, % | Разубоживание, % | Рудник |
|---|---|---|---|
| Сплошная по простиранию с распорной крепью | 8,2 | 57,9 | «Артемовский» |
| | 12,1 | 74 | «Токур» |
| | 7,6 | 64 | «Берикульский» |
| Сплошная по простиранию | 11,6 | 1,3 | «Дарасунский» |
| Потолкоуступная с распорной крепь | 11,8 | 39,8 | «Саралинский» |
| Камерно-лавная | 7-9 | 50 | «Кыллах» |
| | 5-7 | 40-50 | «Емельяновский» |
| Камерно-столбовая | 14–17 | 40–60 | «Кочбулак» |
| | 14–17 | 40–60 | «Ангренский» |
| | 8,4 | 32,7 | «Кедровское» |
| Камерная с твердеющей закладкой | 2–3 | 40–45 | «Ангренский» |
| Камерно-столбовая с пневмобалонной крепью | 7 | 10 | |

Из табл. 5.3 видно, что потери полезного ископаемого значительные, достигают 14–17 %, а в практике отработки месторождений по добыче золота иногда превышают эти цифры. Разубоживание, достигающее 60–70 %, значительно снижает качество руды и повышает себестоимость драгоценных металлов.

Для оптимизации параметров систем разработки рассмотрим методики, позволяющие определять устойчивые обнажения кровли камер.

На основе исследований В. Ф. Трумбачева, Г. А. Каткова, Д. И. Беккера, Н. П. Волха, Л. И. Сосновского кровля будет устойчива, если напряжения меньше допустимых:

$$Gk = \gamma H \cdot (Kвк + Kгк) \leq Gдоп,$$

где $\gamma$ – объемный вес горных пород, МН/м$^3$; $H$ – глубина горных работ, м; $Квк$, $К\ гк$ – коэффициенты концентраций напряжений от действия вертикальных и горизон тальных единичных нагрузок в кровле камеры; $Gдоп$ – предел прочности при сжатии или растяжении горных пород в массиве, МПа. Коэффициенты концентрации можно определить по данным Л. И. Сосновского.

Допустимый пролет возможных обрушений может определяться по формуле В. Д. Слесарева:

$$\text{Lоб} = \sqrt{\frac{Gp * h * Kc}{y}},$$

где $Gp$ – предел прочности пород на растяжение в образце, МПа; $h$ – высота непосредственной кровли, м; $Кс$ – коэффициент структурного ослабления. Ориентировочно можно принимать $Gp$ = 10–12 МПа, Кс = 1,0 для мерзлых пород и Кс = 0,3 для талых пород. Высота непосредственной кровли должна определяться непосредственными наблюдениями дл конкретных горно-геологических условий.

Шаг обрушения по методике И. З. Галаева определяется по формуле[1]:

$$Lo=\{[0.5(H-X)^2\cdot\gamma\cdot tg^2(n/4-u/2)]\cdot sin^2\cdot w\cdot tgu + Cm\cdot H\} / \gamma H\cdot sinw(sinw-cosw\cdot tgu),\cdot$$

где $H$ – глубина горных пород, м; $X$ – усадка обрушенных пород, м; $\cdot\gamma$ – объемный вес пород, МН/м$^3$; $n$ – значение «пи» = 3,14; $u$ – угол трения пород в массиве, град; $w$ – угол наклона линии сдвига к горизонту, град; $Cm$ – сцепление пород, МПа.

## 5.4. ПРИМЕР ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

### *Горно-технические условия разработки месторождения.*

На месторождении имеются золото-кварцевые жилы и минерализованные прожилково-вкрапленные золотоносные (рудные) зоны. Строение и размещение отдельных золоторудных тел (штокверков, рудных зон и отдельных кварцевых жил) месторождения определяется более мелкими деталями складчатой структуры антиклинали.

В центральной части месторождения, соответствующей ядру антиклинали, находится штокверковая рудная залежь размерами около 200×700 м.

Мощности рудных зон сильно варьируют от 4–5 м до 14–20 м. В центральной части штокверковой залежи выделяется узкая (2–3 м), круто падающая минерализованная (рудная) зона. Объемный вес горных пород равной 2,69–2,7 т/м$^3$, Руды и вмещающие породы месторождения отнесены к категории крепких скальных пород с пределом прочности на сжатие от 944 до 2175 кг/см$^2$ или 94,4–217,5 МПа. Коэффициенты крепости по М. М. Протодьяконову (f) в диапазоне 9–20 ед. при расчетном среднем значении 12,0 ед. К числу наиболее крепких относятся жильный кварц и кварцитовидные песчаники.

Вмещающие породы месторождения представлены слоями крепких песчаников и менее прочных углеродистых сланцев.

Для сравнения предлагается рассмотреть три варианта оконтуривания рудного тела с различным средним содержанием драгоценного металла в руде. Чем выше содержание металла в руде, тем меньше промышленные контуры рудного тела и соответственно эксплуатационные запасы руды. В табл. 5.4 приводится пример определения себестоимости добычи 1 т руды и 1 г золота для систем разработки с магазинированием руды (первый вариант 1), с отбойкой руды из подэтажных штреков (вариант 2), и этажно-камерная система (вариант 3). Для данных вариантов контуры будут отличаться, а соответственно изменяться запасы месторождения и среднее содержание золота в руде.

[1] Галаев Н. З. Управление состоянием массива горных пород при подземной рвазработке рудных месторождений. М. : Недра, 1990. 176 с.

Таблица 5.4

Выбор варианта системы разработки по минимальной себестоимости 1 г золота

| Показатели | Вариант 1 | Вариант 2 | Вариант 3 |
|---|---|---|---|
| | Среднее содержание золота, г/т | | |
| Эксплуатационные запасы: | 1,1 | 0,8 | 0,7 |
| золота, кг | 2200 | 3200 | 3500 |
| руды, тыс. т | 2000 | 4000 | 5000 |
| Затраты на добычу, всего, млн р. в том числе: | 2 600 | 3 178 | 4 146 |
| эксплуатационные затраты | 2 170 | 2 400 | 2 800 |
| НДПИ | 230 | 540 | 935 |
| прочие налоги | 20 | 28 | 31 |
| амортизация | 180 | 210 | 380 |
| Себестоимость добычи 1 т руды | 800 | 780 | 750 |
| Налог на имущество всего | 50 | 48,7 | 46 |
| на 1 т руды | 20,79 | 23,12 | 24,28 |
| Себестоимость добычи 1 т руды с учетом налогов | 840,0 | 785,0 | 730,0 |
| в том числе по переделам работ: | | | |
| горно-подготовительные, нарезные | 280 | 310,00 | 290 |
| Добычные | 300 | 215 | 180 |
| Транспорт и подъем руды на поверхность | 260 | 260 | 260 |
| Себестоимость 1 г золота, р./г | 1 182 | 993 | 1184 |

Расчеты себестоимости (табл. 5.4), показывают, что для данного примера, наименьшая себестоимость добычи 1 т руды по первому варианту, а себестоимость и 1 г металла по третьему варианту. Минимальная себестоимость 1 г золота по второму варианту, в дальнейшем этот вариант примем за основу для расчета остальных технико-экономических показателей (табл. 5.5). Принимаем годовую производительность рудника 800 тыс. т руды в год, срок отработки месторождения 5 лет.

Расчеты экономического обоснования кондиций основываются на принципах, изложенных в «Методических рекомендациях по оценке эффективности инвестиционных проектов» утвержденные Минфином РФ в 1999 г. (№ ВК 477 от 21.06.99 г.). Главными из этих принципов являются:

1) моделирование потоков продукции, ресурсов и денежных средств в пределах расчетного периода (горизонта расчета);

2) определение экономического эффекта путем сопоставления ожидаемых интегральных результатов и затрат;

3) приведение в расчетах ожидаемых разновременных доходов и расходов к условиям их соизмеримости по экономической ценности в начальном периоде с использованием процедуры дисконтирования.

В табл. 5.5 приводится пример расчета основных экономических показателей. Исходные данные: проектная мощность предприятия – 800 000 тыс. т.

Среднее содержание золота в руде – 0,8 г/т. Годовая добыча – 640 кг золота. Цена 1 г принимается 1400 р.

Таблица 5.5

Экономические показатели разработки месторождения

| Показатели | 1 год | 2 год | 3 год | 5 год | Итого |
|---|---|---|---|---|---|
| **Опрерационная деятельность** | | | | | |
| Выручка от реализации продукцмм, млн р. | 896 | 896 | 896 | 896 | 3584 |
| Себестоимость выпуска продукции, млн р. | 640 | 640 | 640 | 618 | 3178 |
| В том числе амортизация и погаш-е ГКР, млн р. | 50 | 50 | 50 | 100 | 210 |
| Балансовая прибыль (п1–п2) | 256 | 256 | 256 | 278 | 406 |
| Налог на имущество и прочие плат. | 0,22 | 1,02 | 0,94 | 1,03 | 6,45 |
| Налогооблагаема прибыль (п. 4–п. 5) | 255,78 | 255 | 255,06 | 277 | 399,6 |
| Налог на прибыль | 0 | 7,12 | 2,19 | 0,27 | 16,12 |
| Чистая прибыль | 255,78 | 247,9 | 252,87 | 276,7 | 383,4 |
| Сальдо потока опер.д. (п8+п3) | 305,78 | 297,9 | 302,87 | 286,7 | 593,4 |
| **Инвестиционная деятельность** | | | | | |
| Капитальные затраты на строительство предпр. | 50,93 | 4,4 | | | 76,33 |
| Прирост оборотного капитала, млн р. | 0 | 11,05 | | | 11,05 |
| Реализация имущества при прекращ. Инвестиц. | 0 | | | | |
| Возврат оборотного капитала | 0 | | | | |
| Реализация активов, млн р. | 0 | | | | 14,34 |
| Сальдо потока инвестиц. деят. | 50,93 | 15,45 | 0 | 0 | 73,04 |
| (п. 10+п. 11–п. 12–п. 13) | | | | | |
| **Сальдо суммарного денежного потока** | 254,85 | 282,4 | 302,87 | 286,7 | 520,4 |
| Кумулятивный поток наличности, млн р. | 254,85 | 537,3 | 840,13 | 1411 | 520,4 |
| Коэффициент дисконтирования при ставке 10 % | 1 | 0,91 | 0,83 | 0,62 | 0,42 |
| Чистый дисконтированный доход (10 %), млн р. | 254,85 | 257 | 251,38 | 177,8 | 218,6 |
| п. 17·п. 15–п. 17·п. 10 | | | | | |
| Кумулятивный дисконтированный поток наличности | 254,85 | 511,8 | 763,23 | 1154 | |
| Индекс доходности ИД (PI) | 5,0039 | 127,8 | 0 | 0 | 0 |
| Внутренняя норма доходности, % | | | | | |
| Дисконтированная бюджетная эффективность, млн р. | | | | | |

Из расчетов видно, что для данных условий ЧДД составит 218,6 млн р., а индекс доходности (ИД) по четвертому году разработки месторождения около 62 %.

Обобщенные технико-экономические показатели для выбранного второго варианта приводятся в табл. 5.6.

Таблица 5.6

Основные технико-экономические показатели
для выбранного второго варианта (0,8 г/т)

| № п/п | Показатели | Единица измерения | За год | За период эксплуатации |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Геологические запасы | | | |
| | – руды | тыс. т. | | 4610 |
| | – золото | кг | | 3700 |
| 2 | Среднее содержание золота в геологических | г/м$^3$ | | |

| № п/п | Показатели | Единица измерения | За год | За период эксплуатации |
|---|---|---|---|---|
| | запасах | | | |
| 3 | Промышленные запасы | | | |
| | – руды | тыс. т. | | 4560 |
| | – золото | кг | | 3500 |
| 4 | Среднее содержание золота в промышленных запасах | г/т | | 0,8 |
| 5 | Общие потери золота | % | | 14,30 |
| 6 | Разубоживание | % | | 17,9 |
| 7 | Эксплуатационные запасы | | | |
| | – руды | тыс. т. | | 4000 |
| | – золото | кг | | 3200 |
| 8 | Среднее содержание в эксплуатационных запасах | г/т | | 0,8 |
| 9 | Срок обеспечения предприятия запасами | лет | | 5,0 |
| 10 | Горизонт расчета | лет | | 5,0 |
| 11 | Год выхода предприятия на полную производственную мощность | год | | 1,0 |
| 12 | Производственная мощность предприятия в год: | | | |
| | – ГПР | тыс. $м^3$ | 2160 | 12960 |
| | – на добыче | тыс. т | 800 | 4000 |
| | – на переработке руды | кг | 800 | 4000 |
| 14 | Извлечение золота из концентрата в товарную продукцию | % | | 84,7 |
| 15 | Выпуск конечной продукции | кг | 800 | 3200 |
| 16 | Цена реализации единицы (г) золота | р. | 1400 | 1400 |
| 17 | Стоимость товарной продукции | млн р. | 750 | 4480 |
| 18 | Инвестиционные расходы, всего, в том числе: | млн р. | 15 | 76,33 |
| | – капитальные затраты | млн р. | 412,64 | 412,64 |
| | – вложения в оборотные средства | млн р. | 2,2 | 11,05 |
| 19 | Удельные капиталовложения на 1 т эксплуатационных запасов руды | р. | 101,12 | 101,12 |
| 20 | Эксплуатационные затраты всего, в том числе | млн р. | 480 | 2400 |
| | – НДПИ | млн р. | 110 | 540 |
| | – амортизация | млн р. | 25,65 | 171,69 |
| 22 | Валовая прибыль | млн р. | 260,4 | 1302 |
| 23 | Налог на имущество и прочие платежи | млн р. | 8,51 | 50,13 |
| 24 | Налогооблагаемая прибыль | млн р. | 92,43 | 1251 |
| 25 | Налог на прибыль | млн р. | 18,49 | 71,82 |
| 26 | Чистая прибыль | млн р. | 236 | 1180 |
| 27 | Ставка дисконтирования | % | | 10 |
| 28 | Чистый дисконтированный доход | млн р. | | 218,6 |
| 29 | Индекс доходности | доли ед. | | 61 |
| 30 | Срок окупаемости капитальных вложений | лет | | 3,0 |
| 31 | Внутренняя норма доходности | % | | 47,50 |
| 32 | Дисконтированная бюджетная эффективность | млн р. | | 662,52 |

## 5.5. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОСЛЕДСТВИЯ ОТ ПОТЕРЬ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Теоретические основы экономических последствий от потерь и разубоживания руды рассматривались в работах М. И. Агошкова, А. И. Ляхова, А. М. Павлова, Л. И. Сосновского и др.[1]

Для условий золоторудных месторождений необходимо оценивать показатели полноты извлечения руды из недр и качества руды, связанного с разубоживанием от вмещающих горных пород.

При сравнении вариантов технологии разработки месторождений М. И. Агошковым предлагается уравнение:

$$Уп = Б\ (Ки1 – Ки2)\ ц,$$

где *Уп* – экономический ущерб от потерь, р.; *Б* – величина погашаемых балансовых запасов, т, для драгоценного металла; *Ки1 и Ки2* – коэффициенты извлечения запасов из недр для сравниваемых вариантов с разным уровнем потерь; *ц* – цена драгоценного металла, р./т.

Для оценки эффективности деятельности горнодобывающих предприятий А. И. Ляховым и А. М. Павловым рассматриваются коэффициенты извлечения количества полезного ископаемого – *Ккол*; коэффициент изменения качества полезного ископаемого – *Кк*; коэффициент извлечения из недр полезного ископаемого – *Кн.*

Потери руды в балансовых запасах могут происходить по причине неполного отделения руды от массива и за счет потерь балансовых запасов, отделенных от массива в виде рудной мелочи.

Ккол определяется отношением количества добытой рудной массы вместе с примешанными вмещающими породами к количеству погашенных балансовых запасов – *Б*[2].

$$Ккол = 1 + [R - (\Delta Бпо + \Delta R)] / Б,$$

где *R* – количество вмещающих пород, примешанных к руде в процессе ее добычи в результате первичных (Rп) и вторичных (Rвп) разубоживания; *R*= Rп+ Rвп; *ΔБпо* – количество балансовых запасов, отделенных от массива и потерянных при добычи; *ΔR* – количество вмещающих пород, примешанных к потерянной части ΔБпо балансовых запасов отделенных от массива.

Коэффициент изменения качества полезного ископаемого определяется отношением содержания полезного компонента в добытой рудной массе *(а1)* к его содержанию в погашенных балансовых запасах (*а):*

$$Кк = а1 / а.$$

[1] Сосновский Л. И., Сосновская Е. Л. Указ. соч.

[2] Павлов А. М. Эффективная технология подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания (на примере Ироккиндинского месторождения) // Вестник Иркутского государственного-технического университета. 2006. № 2. С. 20–21.

Коэффициент извлечения из недр полезного компонента (*Кн)* определяется как отношение количества полезного компонента, извлеченного из недр *(Д·а1)* к количеству в погашенных балансовых запасах *(Б·а).*

$$Кн = Д·а1 / Б·а$$

Экономические последствия при рассмотрении конкурирующих технологий А. И. Ляхов рекомендует определять по формуле[1].

$$Эп = Ц – Ки2(С1 – С2) / (Ки1 – Ки2),$$

где *Ц* – ценность, извлекаемая из одной тонны руды; *Ки1 и Ки2* – коэффициенты извлекаемых балансовых запасов соответственно при использовании конкурирующих технологий выемки запасов; *С1 и С2* – себестоимости добычи 1 т запасов в условиях конкурирующих технологий.

[1] Ляхов А. И. Указ. соч.

# Раздел 6. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

## 6.1. ГОРНО-ГЕЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

Подземным способом россыпи разрабатываются на большой глубине, когда открытым способом, разработка становится не эффективной.

Добыча золота из россыпей связана с холодными и суровыми климатическими условиями севера Магаданской области, Якутии, Бодайбо.

**Геология и строение россыпей.** Несмотря на то что месторождения расположены в различных географических районах, можно выделить наиболее характерные особенности условий разработки россыпей.

Золотоносные районы обычно располагаются в бассейнах течения рек и ручьев. Климат резко континентальный, минимальные температуры достигают минус 45–50 $^{o}$C, а в Оймяконском районе (Индигирзолото) даже минус 71 $^{o}$C. Россыпи верхнечетвертичного возраста, погребенные ледниковыми отложениями. Большинство россыпей по расположению относят к долинным, встречаются также террасовые россыпи. Генетически россыпи относятся к аллювиальным, элювиальным, делювиальным россыпям. Мощность аллювиальных отложений колеблется от 25 до 40 м. Гранулометрический состав представлен галькой, песчаниками, глинами, супесями, валунами, ледяными линзами.

В толще рыхлых отложений выделяют: верхний почвенный слой, затем, ледниковые флювиогляциальные отложения со щебнем, слабо окатанной галькой песчаников и глинистых сланцев, сцементированных песчано-глинистым заполнителем мощностью до 20–25 м[1]. Ниже, аллювий представлен слабо окатанной галькой и щебнем, песчаником, сцементированных илом и песком серого цвета мощностью 10–20 м. Толща рыхлых отложений характеризуется льдистостью, которая фиксируется на протяжении всей россыпи.

Продуктивный золотоносный пласт приурочен к контакту аллювия с коренными породами. Максимальная концентрация золота приурочена к элювиальному щебню и трещиноватой части коренных пород. Мощность пласта редко превышает 2 м. Валунистость характерна для всей толщи пород и обычно не более 20 %. Коэффициент крепости золотоносных мерзлых отложений – от 8 до 12, что соответствует VI–VIII категории классификации по М. М. Протодьяконову.

**Плотность и влажность пород.** Усредненные показатели плотности и влажности пород для россыпей Якутии[2] приведены в табл. 6.1.

[1] Подземная разработка россыпных месторождений Якутии / В. А. Шерстов, В. Н. Скуба, К. Н. Лубий, К. Н. Костромитинов. Якутск : Кн. изд-во, 1981. 180 с.

[2] Подземная разработка россыпных месторождений Якутии.

Таблица 6.1

Плотность и влажность рыхлых пород россыпных месторождений Якутии

| Месторождения | Характеристика пород | Плотность, т/м$^3$ | Весовая влажность, % |
|---|---|---|---|
| Аллах-Юня<br>Шахта 28<br>Шахта 9 | Озерные отложения.<br>Склоново-ледниковые<br>Аллювиальные | 1,9–2,1<br>2,2–2,3 | 15–21<br>9–11 |
| Индигирка<br>Шахта 48 | Склоновые отложения.<br>Аллювий. Элювий. | 2,39–2,45 | 6,7–7,5 |
| Кулар<br>Шахта 35 | Аллювиальные отложения. Гравий, галечник, глина, ил, песок, дресва | 2,2 | 10,3–17,8 |

Плотные коренные породы, а также породы имеющие большое количество гравийно-галечного материала имеют наибольшую плотность – до 2,6 т/м$^3$. Наибольшая влажность в породах с большим содержанием мелкозема – до 20–30 %.

**Прочностные свойства мерзлых рыхлых отложений.** Прочностные свойства проводились институтом мерзлотоведения СО АН СССР (табл. 6.2).

Таблица 6.2

Прочностные свойства рыхлых отложений

| Характеристика пород | Температура, $^o$C | Влажность, % | Кратковременная прочность, кг/см$^3$ | | Длительная прочность, кг/см$^3$ | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | На сжатие | На растяжение | На сжатие | На растяжение | Модуль деформации |
| **Аллах-Юнь**<br>Элювий. Щебень, глинистые сланцы | – 6 | – | – | – | 11 | 6 | $1{,}1\cdot10^3$ |
| | – 9 | – | – | – | 15 | 8,5 | – |
| **Индигирка**<br>Аллювий.<br>Песчано-глинистый материал | – 1 | 7–8 | 13,6 | – | – | – | – |
| | – 6 | | 28,1 | – | 11,4 | – | – |
| | – 9 | | 36,8 | – | 14,8 | – | – |
| | – 18 | – | 42.2 | 10,8 | – | – | – |
| **Кулар**<br>Аллювий | – 5 | 10 | – | – | 14,8 | 3 | $1{,}1\cdot10^3$ |
| Гравий, песок | – 9 | 16 | – | – | 19,5 | 7 | – |

Важнейшей особенностью является связь прочностных свойств с отрицательной температурой горных пород. Так, с повышение температуры с минус 18 $^o$C до минус 1 $^o$C прочность пород снижается более, чем в три раза. В талом состоянии породы превращаются в сыпучую массу.

## 6.2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Подземным способом россыпи разрабатываются в условиях многолетней мерзлоты при глубине залегания от 20 до 60 м и более. Вскрытие шахтных полей производится наклонными или вертикальными стволами. Длина шахтных

полей колеблется в пределах 200–500 м. Ширина принимается равной ширине контуров россыпи.

Классификация систем разработки россыпей для различных горно-геологических условий разработана ВНИИ-1[1] и С. М. Шороховым[2].

При отработке россыпей применяют столбовые, сплошные камерные и комбинированные системы разработки.

Разработка россыпей подземным способом обычно осуществляется в холодные периоды года, так как теплый воздух способствует повышению температуры горных выработок и снижению их устойчивости. Добытые за холодные периоды года пески поднимаются на поверхность по стволам и складируются в отвалы. В теплые периоды года пески доставляются из отвалов к промывочным установкам для извлечения золота (рис. 6.1).

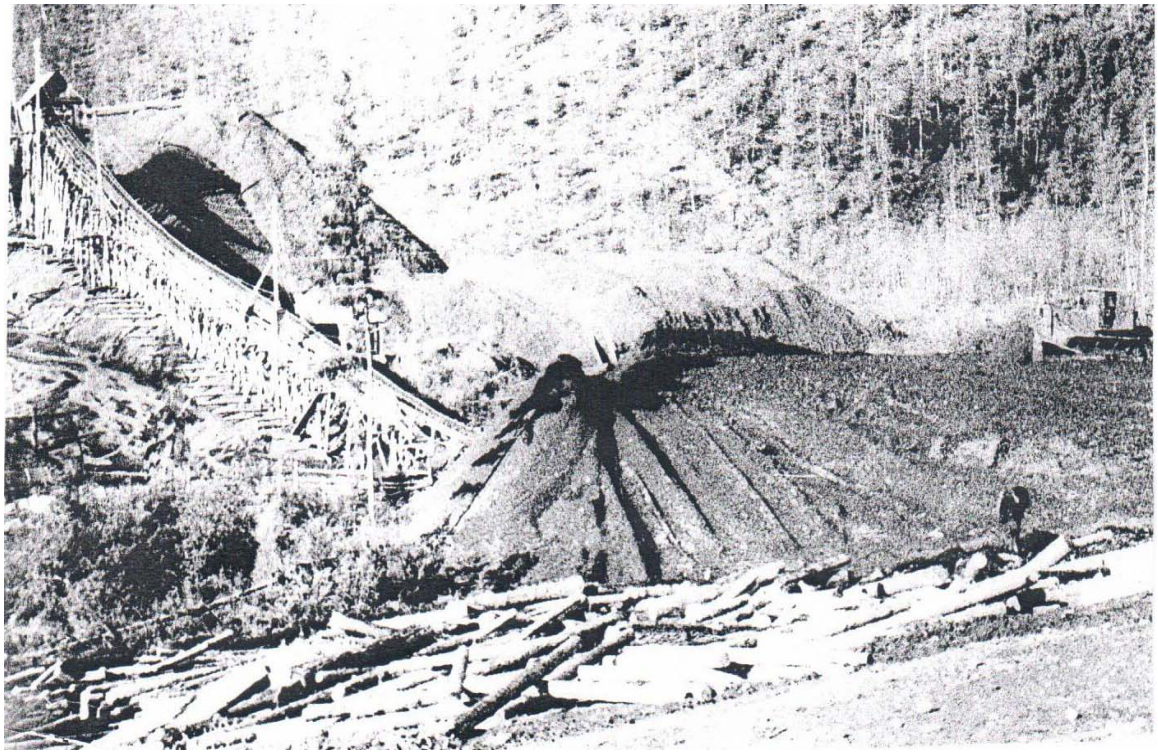


Рис. 6.1. Подача песков к промывочной установке бульдозером и конвейером в летний период года на шахте Аллах-Юнь

### *Сплошные системы разработки*

Сущность сплошной системы разработки заключается в том, что шахтное поле подготавливается к очистной выемке путем проведения основного транспортного штрека в центре или по контуру россыпи. Из транспортного штрека проводятся рассечки. Очистная выемка начинается из рассечек и ведется в направлен от границ поля к стволу[3].

[1] Справочник по разработке вечномерзлых россыпей. М. : Недра, 1973. 590 с.

[2] Шорохов С. М. Разработка россыпных месторождений и основы проектирования. М. : Госгортехиздат, 1963. 764 с.

[3] Там же.

На узких россыпях шириной до 30–40 м применяют веерное продвижение забоя с переменной длиной лавы. В первую очередь проходится центральный штрек по тальвегу. Разработка песков начинается прямо из штрека лавами длиной 40–50 м. Контуры отрабатываемой россыпи определяются постоянным эксплуатационным опробованием содержания золота в песках.

На россыпях шириной более 40–50 м по мере продвижения забоя оставляются целики песков, имеющие ленточную форму, расположенные в поперечном сечении россыпи или продольные, оставляемые для сохранения штрека.

**Столбовые и камерные системы разработки**

Столбовые системы разработки характеризуются тем, что участки россыпи заранее по контуру нарезают подготовительными выработками (рассечками, откаточными и вентиляционными штреками). По мере отработки россыпи при необходимости оставляются целики ленточной или треугольной формы. Удельный вес горно-подготовительных работ составляет 10–12 %. Потери песков в целиках до 7 %. Производительность труда на очистных работах до 9 м$^3$ в смену.

Камерные системы отличаются тем, что через 15–25 м регулярно оставляют междукамерные целики. Удельный вес подготовительных работ увеличивается до 25 %, а потери в целиках до 10 % и более.

На рис. 6.2 показан вариант системы разработки длинными столбами с проходкой вентиляционных шурфов. Для повышения устойчивости кровли шурфы могут использоваться в холодное время года, когда температура воздуха опускается ниже минус 40–50 ˚С. Очистные работы включают основные производственные процессы: бурение и отбойка песков буровзрывными работами; доставка песков вдоль лавы и по транспортному штреку до подъемных стволов шахты; крепление очистного пространства.

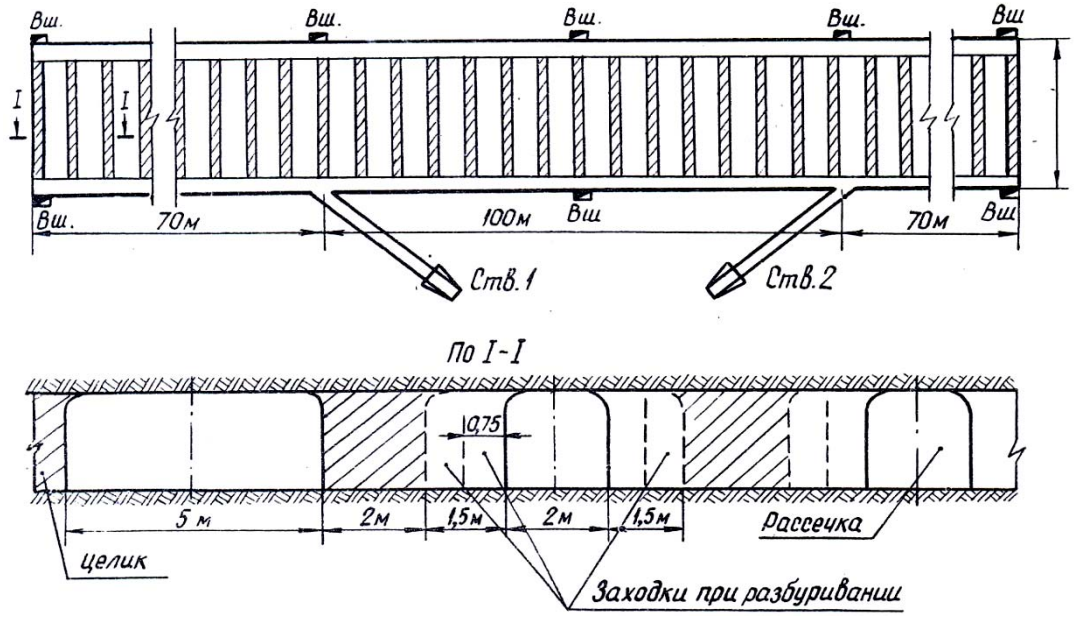



Рис. 6.2. Система разработки длинными столбами
с оставлением ленточных целиков

**Комбинированные системы разработки**

Комбинированные системы разработки обычно сочетают элементы сплошных и столбовых систем разработки. ИРГИРЕДМЕТом были предложены следующие варианты комбинированных систем разработки:

1. Комбинированная (столбовая со сплошной) без центрального транспортного штрека с отработкой длинными столбами.

2. Комбинированная система (столбовая со сплошной) с оставлением поддерживающих околоштрековых целиков.

3. Комбинированная система разработки (столбовая со сплошной) с отработкой обособленными лавами.

**Буровзрывные работы**

Золотоносные пески и часть плотика рыхлятся с применением буровзрывных работ. При крепости пород от 2 до 6, соответственно, IV–V категория пород по классификации М. М. Протодьяконова, бурение осуществляют электросверлами ЭБК-2М, ЭБК-2Э. При большей крепости горных пород применяют перфораторы.

На рис. 6.3 показаны варианты расположения шпуров в забое лавы. Шпуры бурят электросверлами или перфораторами на глубину 1,5–2,5 м. Помимо бурения в золотоносный пласт, бурят шпуры также в плотик на высоту 0,4–0,6 м, для уменьшения потерь золота в трещинах и неровностях плотика. Применяют двух и трехрядное расположение шпуров в зависимости от мощности пласта песков.

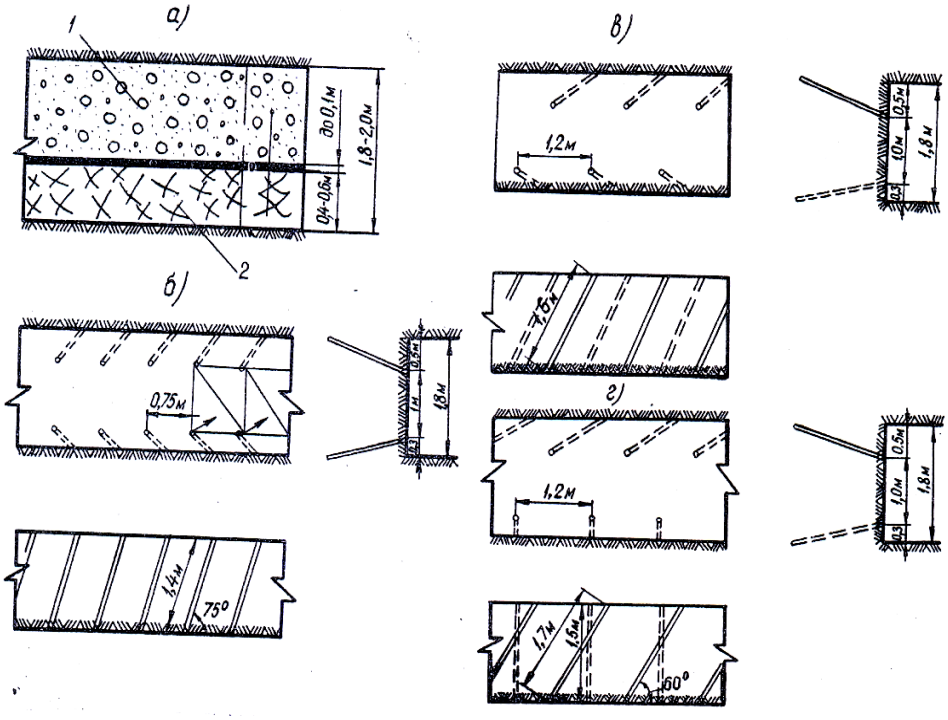



Рис. 6.3. Схемы расположения шпуров в забое:
а – структура забоя: 1 – пески; 2 – плотик, б – двухрядное параллельное расположение шпуров; в – шахматное расположение шпуров; г – шахматное расположение шпуров при бурении двух шпуров с одной установки сверла

**Доставка, транспортировка и подъем песков**

Отбитые в лаве буро-взрывным способом пески скрепером вдоль лавы доставляются в штрек. Наибольшее применение нашли лебедки с двигателями мощностью 30 кВт – 30ЛС-2с с ковшом ящичного типа емкостью 1 м$^3$. При выемочной мощности более 1,8 м возможно применение более мощных скреперных установок – 55ЛС-2С, с ковшом вместимостью 2 м$^3$.

В транспортных штреках используются более мощные лебедки – до 100 кВт. При подъеме песков скреперной установкой по наклонному стволу угол подъема ограничивается 25˚. Для больших углов наклона применяют скиповые установки. При большой длине стволов и высокой производительности шахты применяют ленточные конвейеры

## 6.3. ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

### 6.3.1. Управление горным давлением

Известны следующие способы управления горным давлением на многолетнемерзлых россыпях:

– плавным опусканием кровли;

– оставлением целиков;

– полная или частичная закладка выработанного пространства;

– полное обрушение кровли и частичное обрушение кровли.

**Управление кровлей плавным опусканием**

Данный способ заключается в том, что скорость сближения кровли с почвой очистных выработок регулируется плотностью и видом крепи с таким расчетом, чтобы при существующих скоростях продвижения очистного забоя величина пролета кровли от забоя до места смыкания с почвой была бы постоянной и позволяла нормально вести очистные работы в забое. Породы кровли в данном случае опускаются до почвы выработки без существенных нарушений – отслоений и вывалов (К. Ф. Войтковский, А. Ф. Зильберборд, С. Е. Гречищев). Сомкнувшиеся с почвой породы являются второй опорой консоли обнажения пролета выработки. В забое устанавливается крепь высокой податливости, например, костры.

Наблюдения за конвергенцией кровли на мерзлых россыпях, как отмечает В. В. Потемкин, показали, что в 15 м от очистного забоя величина опускания кровли достигала 150–250 мм, а в 30 м от забоя – 300–450 мм. При таких высоких прогибах кровли целесообразно использовать металлическую крепь с большой податливостью, как показали промышленные испытания металлических стоек типа М-20 на приисках Магаданской области.

Управление кровлей данным способом должно проводиться следующим образом (В. В. Бакакин и др.[1]) В выработанном пространстве по мере продви-

[1] Бакакин В. И. Основы ведения горных работ в условиях вечной мерзлоты. М. : Металлургиздат, 1958. 231 с.

жения лавы, следует использовать податливую костровую крепь с расстоянием между кострами 3–5 м. Крепь должна периодически передвигаться по мере продвижения очистного забоя. За крепью выработанное пространство должно оставаться незакрепленным. Учитывая пластические свойства мерзлых дисперсных пород, институтом мерзлотоведения СО АН СССР были предложены оригинальные методы расчета определения величины пролета кровли (К. Ф. Войтковский, А. Ф. Зильберборд, С. Е. Гречищев)[1].

Преимущество данного способа управления кровлей – меньший расход крепежных материалов.

Недостаток: особые условия поведения кровли, которые заключаются в том, что кровля должна плавно опускаться на определенном расстоянии от очистного забоя по мере его продвижения до смыкания с почвой без разрывов.

**Управление горным давлением оставлением целиков**

Данный способ управления кровлей является составляющей производственного процесса при камерной и камерно-столбовой системе разработки. Целики шириной 3–5 м оставляют через 10–20 м выработанного пространства. Камерные системы разработки характеризуются высокими потерями металла в целиках и низкой производительностью, так как для оконтуривания целиков проводятся дополнительные нарезные работы. Несмотря на отмеченные недостатки, данный способ управления кровлей наиболее надежен, так как целики имеют высокую несущую способность по сравнению с любыми видами искусственных крепей.

На устойчивость кровли влияют размеры и положение целиков, подробнее данный вопрос рассмотрен в следующих разделах.

**Управление горным давлением частичной или полной закладкой выработанного пространства**

Закладку выработанного пространства можно осуществлять механическим, гидравлическим и пневматическими способами. Эти способы трудоемки и связаны с повышение себестоимости добычи песков, поэтому их на россыпях, как правило, не применяют. Учитывая холодный климат Севера, с целью уменьшения потерь драгоценного металла, предлагалось применять закладку из льда вместо целиков, методом послойного замораживания льда. Сложность применения данного метода заключается в том, что процесс замораживания в подземных выработках происходит длительное время, а доставка в шахту готового льда не обеспечивает достаточной устойчивости кровли.

**Управление горным давлением полным обрушением**

Данный метод заключается в периодическом искусственном обрушении кровли за пределами минимально поддерживаемого пролета кровли от забоя. Для периодического обрушения можно использовать буро-взрывные работы, специальную крепь (например, органную из деревянных стоек (рис. 6.4) или механизированные комплексы, используемые на угольных шахтах).

[1] Войтковский К. Ф., Зильберборд А. Ф. Новый метод расчета предельной величины устойчивых обнажений кровли // Колыма. 1959. № 11. С. 5–7 ; Гречищев С. Е. Приближенный метод расчета взаимодействия мерзлых пород кровли с крепью // Тепловые и механические процессы при разработке полезных ископаемых. М., 1965. С. 147–157.

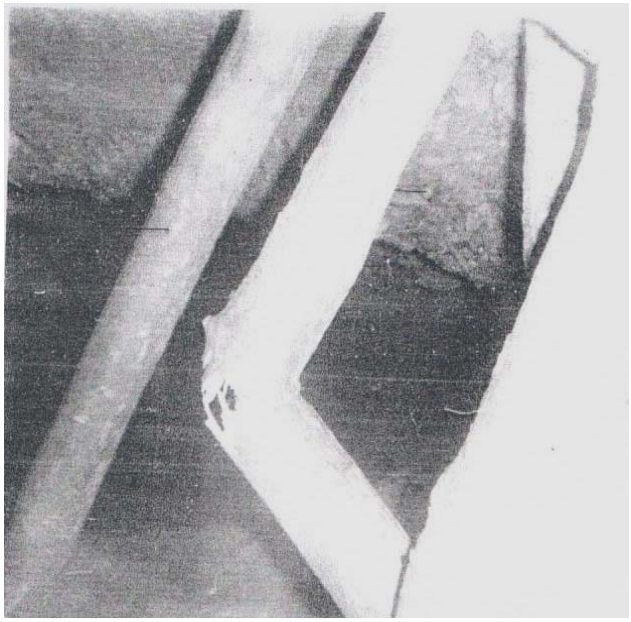


Рис. 6.4. Органный ряд крепи.
Стойки слева ломаются под действием горного давления

Применяемые технологии отбойки песков буро-взрывными работами и скреперная доставка песков из очистного забоя, обуславливают необходимость оставлять призабойное пространство незакрепленным на расстоянии 4–6 м от забоя. Смерзшиеся породы кровли в виде плит оказывают на передвижную крепь давление, превышающее предел ее прочности. Например, для пласта мощностью 1,1–1,9 м крепь М-87н выдерживает давление на одну секцию равной 130 т, а на одну стойку 65 т.

Если в кровле отслаиваются небольшие по толщине слои по 1,5–2 м и контакты с вышележащим слоем горных пород слабые, то устойчивый пролет на должен превышать 6 м. Испытания на шахтах Аллах-Юня и Индигирки показали, что отслоения кровли, обычно имеют большую мощность.

Поэтому применение металлических передвижных крепей возможно лишь в редких случаях при отслоениях кровли небольшой мощности.

**Управление горным давлением частичным обрушением и поддержание кровли крепью**

На шахтах с многолетней мерзлотой в выработанном пространстве, через некоторое время и в зависимости от величины пролета от очистного забоя происходит расслоение кровли (рис. 6.5).



Рис. 6.5. Расслоение кровли

В отдельных случаях, чтобы предотвратить внезапное обрушение всей кровли, производят принудительное частичное об рушение с применением буровзрывных работ. Для этого устанавливают жесткий ряд органной крепи. В кровлю бурят шпуры, заряжают взрывчатыми веществами и взрывают. Крепь в выработанном пространстве предварительно извлекается с применением скреперных лебедок.

**Поддержание кровли крепью**

Для поддержания кровли применяются деревянные стойки диаметром 16–20 см по сетке 3,5 × 3,5 м (рис. 6.6). Расход крепежного леса составляет 40–50 м$^3$ на 1000 м$^3$.

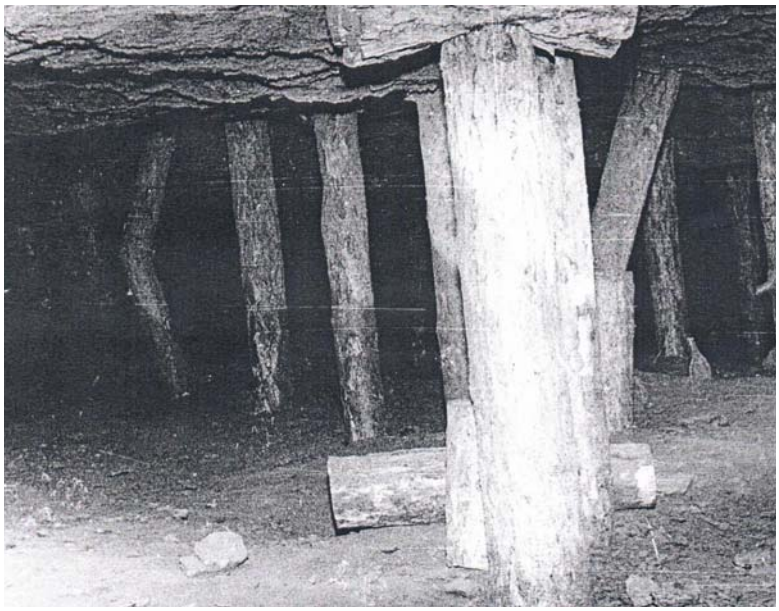


Рис. 6.6. Стоечная крепь. На переднем плане видно, как стойка вдавливается в обрезок стойки, установленной для контроля конвергенции (на заднем плане видно, как стойки сгибаются перед их разрушением)

В отдельных случаях применяется кустовая крепь, состоящая из трех-четырех стоек и костровая крепь для поддержания отдельных заколов. Костровая крепь обладает высокой податливостью и фактически оказывает сопротивление сдвижению кровли при значительном ее опускании. Один костер оказывает сопротивление сдвижению в 60 т. При отслоении мощностью 5 м и площади, приходящейся на костер, равной ($5 \cdot 5 = 25$ м$^2$), при плотности горных пород около 2 т/м$^3$ нагрузка на костер составляет $5 \cdot 25 \cdot 2 = 250$ т. Это значительно превышает несущую способность костра, поэтому костры раздавливаются, как видно на рис. 6.7.

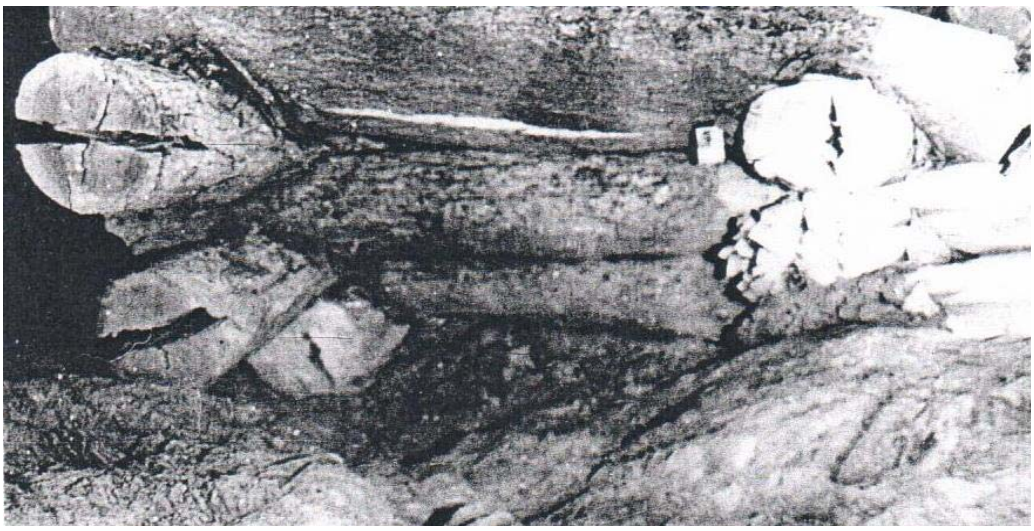


Рис. 6.7. Раздавленная костровая крепь

### 6.3.2. Факторы, влияющие на устойчивость кровли

*1. Физико-механические свойства горных пород*

Исследования факторов, влияющих на устойчивость кровли, производилось ИРГИРЕДМЕТом путем натурных замеров и наблюдений в шахтных условиях, а также обработкой маркшейдерских планов (масштаб 1:500) с нанесенными на них обрушениями кровли. Кроме того, проводились инструментальные наблюдения за конвергенцией, расслоением кровли, литологическим составом, температурным режимом, нагрузкой на крепь и др.

Испытания прочностных свойств мерзлых горных пород проводились с использованием переносного динамометрического прибора (рис. 6.8) непосредственно в очистном забое.

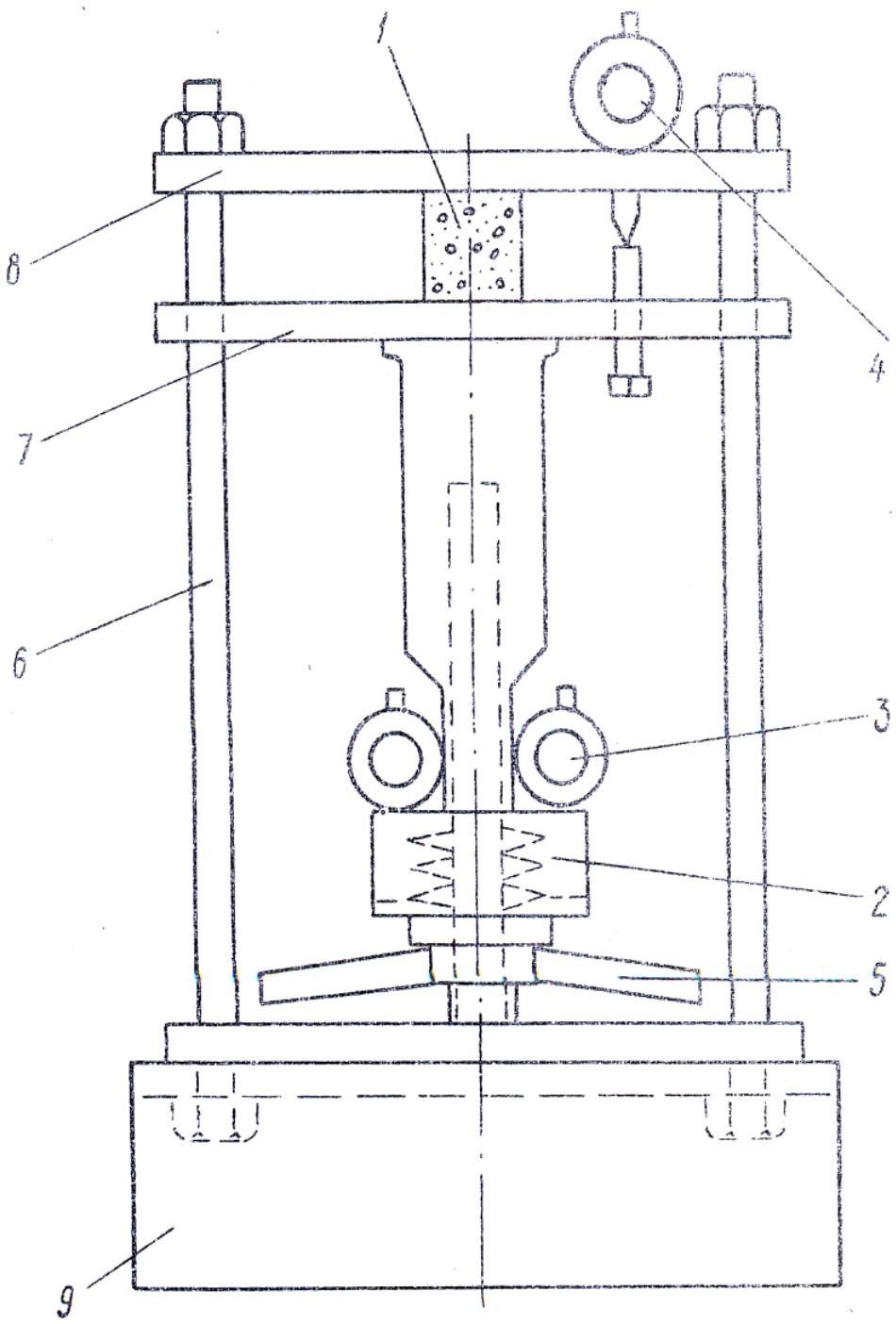



Рис. 6.8. Схема динамометрического прибора
1 – образец; 2 – динамометр из пакета тарельчатых пружин; 3 – индикатор деформаций динамометра; 4 – индикатор деформаций образца; 5 – рукоять для ручной нагрузки; 6 – неподвижные направляющие; 7 – подвижная планка; 8 – неподвижная планка; 9 – основание

Результаты испытаний, проведенные ИРГИРЕДМЕТом [46], приводятся в табл. 6.3.

Таблица 6.3

Кратковременная прочность мерзлых горных пород на сжатие

| Испытания на шахте № | Количество образцов | Пределы прочности, кг/см$^2$ | Среднее значение, кг/см$^2$ | Температура породы, $^0$C |
|---|---|---|---|---|
| 39 | 17 | 17–70 | 42,7 | –18 |
| 39 | 6 | 11,5–37 | 28,1 | –6 |
| 39 | 7 | 6,4–23,2 | 13,6 | –1 |
| 41 | 7 | 23–80 | 41,7 | –18 |
| 68 | 7 | 18–35 | 25,7 | –5 |

Зависимость кратковременной прочности на сжатие от температурного фактора иллюстрируется графиком рис. 6.9, из которого видно, что понижение температуры с –1 до –14 ˚С приводит к увеличению прочности почти в три раза.

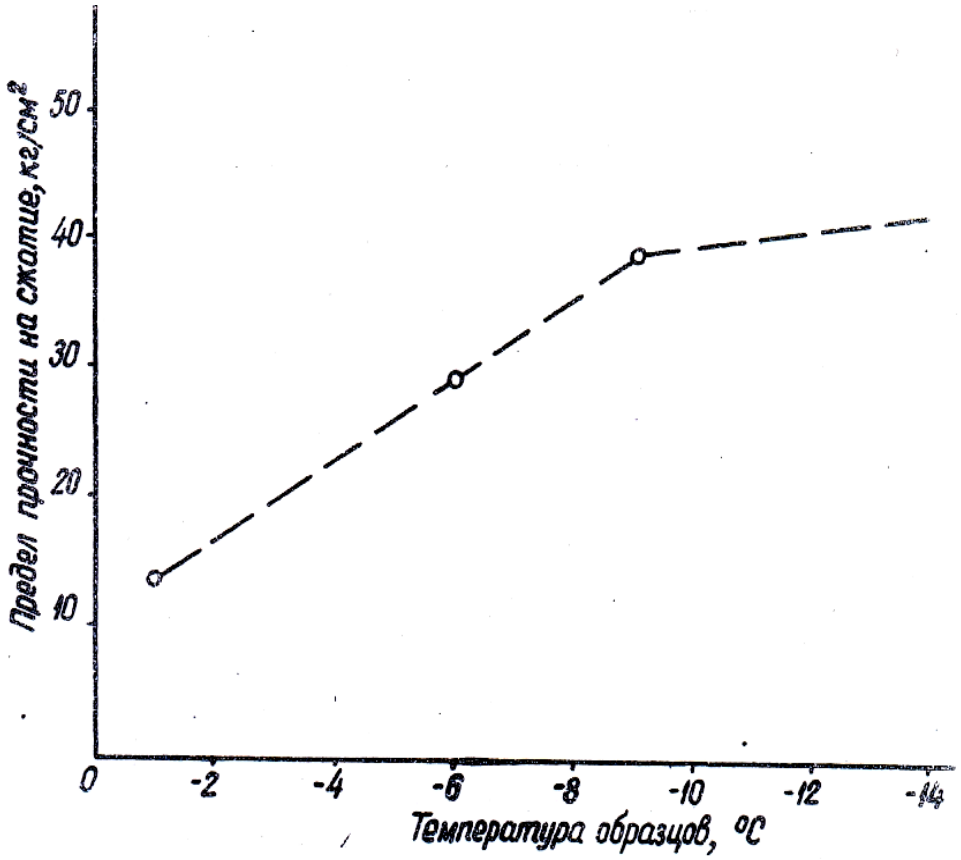



Рис. 6.9. Зависимость кратковременной прочности пород на сжатие от температуры мерзлых грунтов (испытания на шахте № 39)

Целики, оставляемые в выработанном пространстве, испытывают нагрузки длительное время, поэтому были проведены испытания на длительную прочность мерзлых пород. Давление на образцы осуществлялось в течение нескольких часов. Было замечено, что напряжения стабилизировались через 8 часов. Основные деформации и снижение напряжений происходило в начале испытаний (первые 1,5 ч). Предельно-длительная прочность образцов приводится в табл. 6.4.

Таблица 6.4

Предельно длительная прочность образцов мерзлых пород в шахтах

| Шахта № | Состав горных пород | Температура, породы, ˚С | Влажность, % | Прочность образца, кг/см$^2$ |
|---|---|---|---|---|
| 39 | Пески с галькой – 91 %<br>Валуны – 9 % | –9 | 9,0 | 14,8 |
| 39 руч. Эльги | Пески и гальки – 21,4 %<br>Галечник – 71, 5 %<br>Валуны – 7,1 % | –6 | 7,1 | 11,4 |
| 69 руч. Поздний | Пески и глина – 21,5 %<br>галечник – 53 %<br>щебень, дресва – 25,5 % | –5 | 25,5 | 2,6 |
| 75 | Пески и глина – 61,1 %<br>Галечник – 12,5<br>щебень, дресва – 26,4 % | –2 | 21,5 | 2,0 |

На шахте № 23 Аллах-Юня проводились также испытания институтом Мерзлотоведения СО АН СССР. Горные породы – аллювиальные отложения, состоящие из щебня, гальки, глинистого сланца средней крупности (30–50 %) и суглинка серого цвета (30–40 %). Влажность пород – 8,2–12,8 %.

Результаты испытаний следующие:

– предел длительной прочности на сжатие – 11 кг/см$^2$;

– предел длительной прочности на растяжение – 7 кг/см$^2$;

– модуль сжимаемости для затухающей ползучести – $1{,}1\times10^4$ кг/см$^2$;

– коэффициент пластической вязкости – $0{,}12\times10^4$ кг/см$^2$.

### *2. Строение налегающей толщи*

Одним из наиболее влияющих факторов на устойчивость кровли является строение налегающей толщи и мощность нижнего слоя, в первую очередь, обрушающегося в выработанное пространство. Исследование влияния слоистости кровли было проведено на 17 шахтах бассейнов рек Аллах-Юня и Индигирки. Мощность нижних слоев определялась по геологическим разрезам и проверялась по фактическим обрушениям на шахтах. Из табл. 6.5 видно, что с увеличением мощности нижнего слоя устойчивая площадь обнажения кровли увеличивается.

Таблица 6.5

Устойчивая площадь обнажения кровли и мощность обрушающегося слоя на шахтах комбинатов Аллах-Юнь и Индигирзолото

| Месторождение | Шахта № | Глубина, м | Порода кровли | Мощность нижнего слоя, м | Устойчивая площадь обнажения кровли, м$^2$ |
|---|---|---|---|---|---|
| Хатын-Урях | 24 | 40–45 | Ил, лед, песчаник | 2,0 | 800 |
| Правый Селлях | 3 | 42 | Песок, галька, ил | 1,5–2,0 | 900 |
| Левый Селлях | 3 | 45 | Песок, галька, ил | 2,0–0,5 | 2500 |
| Хатын-Урях | 23 | 48 | Песок, галька, ил | 2,0–2,5 | 2520 |

| Месторождение | Шахта № | Глубина, м | Порода кровли | Мощность нижнего слоя, м | Устойчивая площадь обнажения кровли, $м^2$ |
|---|---|---|---|---|---|
| Затын-Урях | 23 | 40–45 | Песок, галька, ил | 4,0 | 3200 |
| Левый Сллях | 1 | 48 | Песок, галька, ил | 4,0 | 3800 |
| Хатын-Урях | 24 | 38 | Песок, контакт со льдом | 4,5 | 4240 |
| Левый Селлях | 28 | 48 | Песок, галька, ил | 5,0 | 5000 |
| Хатын-Урях | 24 | 40 | Песок контактирует с илом | 6,0 | 8000 |
| Левый Селлях | 27 | 45 | Песок контакт с илом | 7,0 | 8000 |
| Левый Селлях | 28 | 50 | Песок контакт с илом | 11,0 | 9500 |
| Обрыв | 128 | 50–70 | Песок, ил, галька | 3–4 | 4000 |
| Обрыв | 129 | 60 | Песок, ил, галька | 5 | 6000 |

Влияние мощности нижнего отслаивающегося слоя на устойчивую площадь обнажения кровли видно (рис. 6.10).

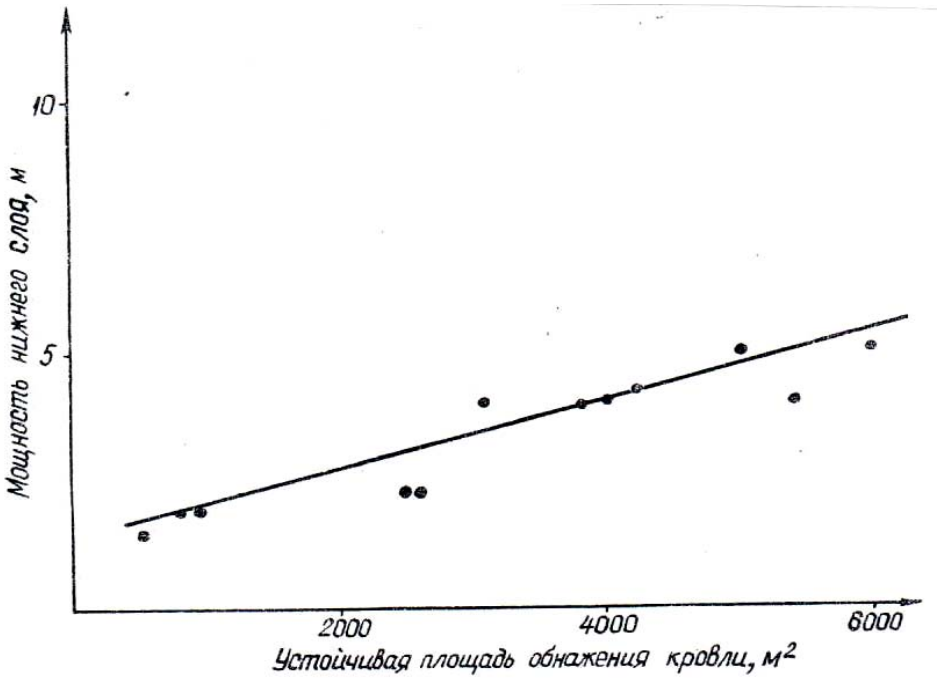



Рис. 6.10. Влияние нижнего отслаивающегося слоя на размеры критической площади обнажения

*3. Размеры и расположение целиков*

Разработка мерзлых россыпей сопровождается оставлением целиков. Целики могут быть расположены в поперечном сечении россыпи, оставляемые после обрушений кровли или заранее проходятся рассечки, после этого работы в лаве начинаются как в очистном забое. Когда ширина россыпи более 50 м, то работы могут вестись спаренными лавами, а около доставочного штрека, пройденного по тальвегу россыпи, оставляют так же целики, преимущественно треугольной формы рис. 6.11.

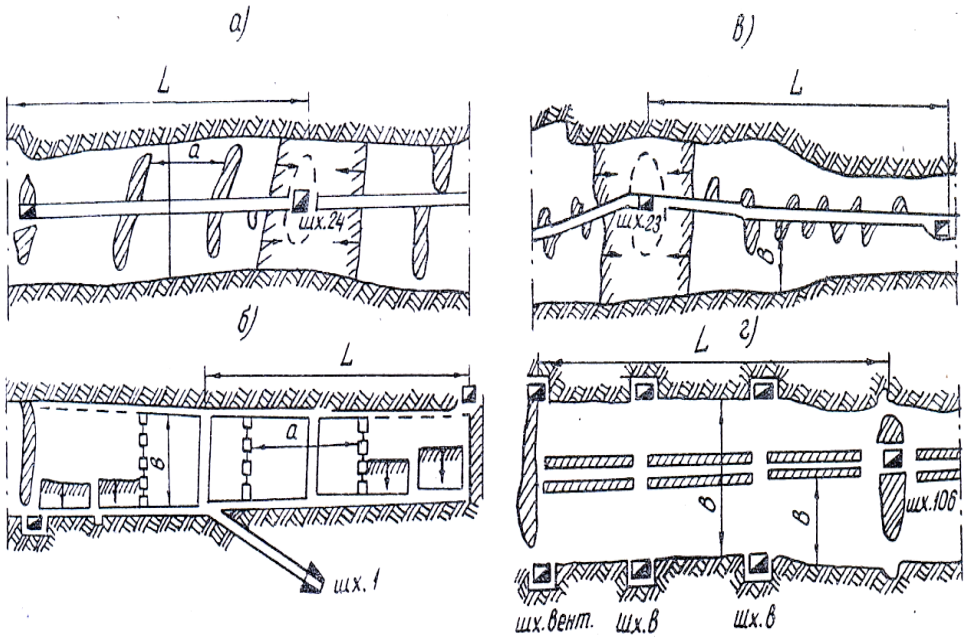



Рис. 6.11. Положение целиков при разработке россыпи
а) и б) – ленточные и панельные целики, вытянутые поперек россыпи;
в) и г) – целики около штрека треугольной и ленточной формы,
расположенные вдоль россыпи

Зависимость размеров критической площади обнажения кровли от размеров целиков по отчетным данным на шахтах Аллах-Юня и Индигирки, показана на рис. 6.12.

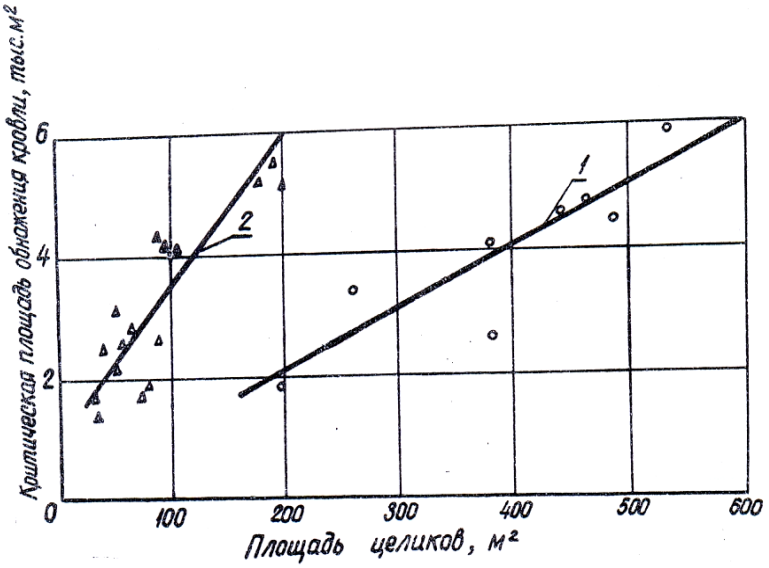



Рис. 6.12. Зависимость размеров критической площади обнажения кровли
от размеров оставляемых целиков: 1 – ленточные целики,
расположенные поперек россыпи; 2 – целики около штрека, расположенные
по середине россыпи вдоль

*4. Крепление очистного пространства*

Для поддержания кровли применяются деревянные стойки диаметром 16–20 см по сетке 3,5 × 3,5 м. Расход крепежного леса составляет 40–50 м$^3$ на 1000 м$^3$. В отдельных случаях применяется кустовая крепь, состоящая из трех-четырех стоек и костровая крепь для поддержания отдельных заколов. Для создания более жесткого сопротивления сдвижению кровли применяют органные ряды стоек в один или 2 ряда (рис. 6.13). Через 5 м в органной крепи делают проходы, для извлечения стоек из выработанного пространства, планируемого к обрушению.

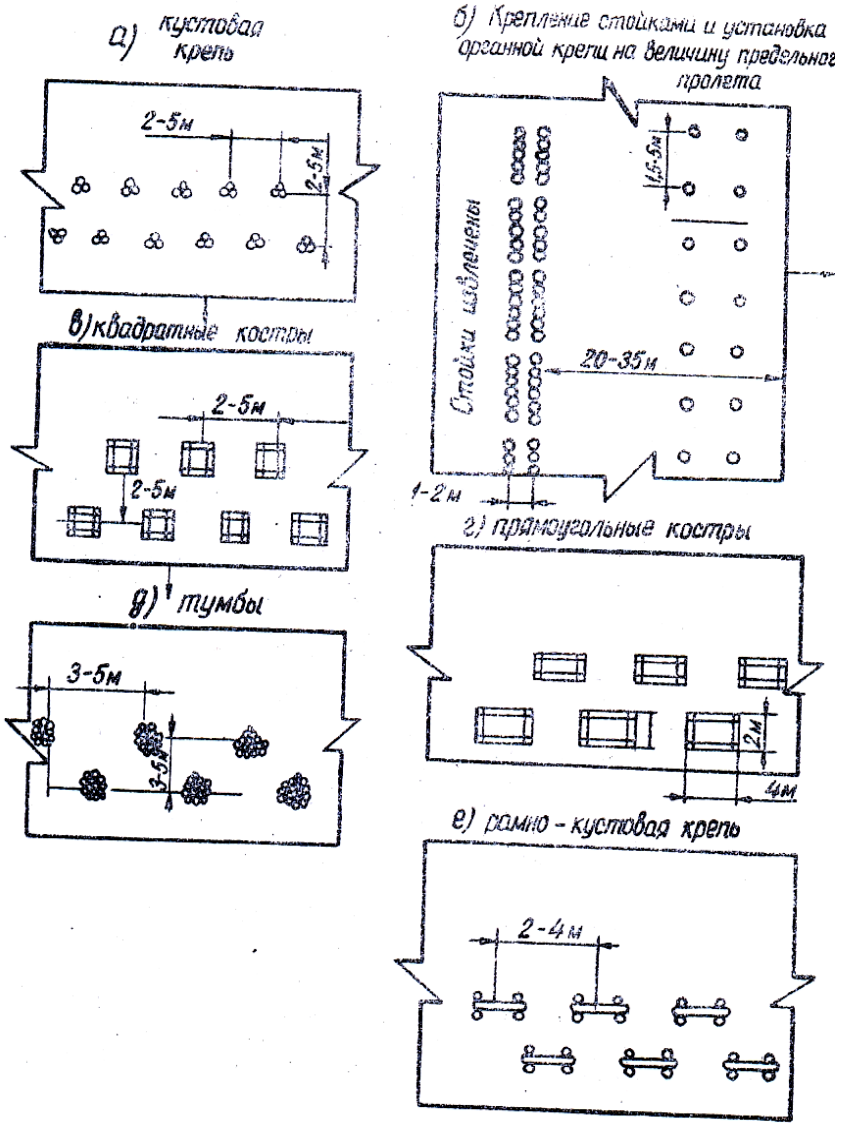



Рис. 6.13. Виды крепи в очистном пространстве: а) – кустовая крепь; б) – крепление стойками и установка органной крепи на расстоянии предельного пролета кровли от забоя; в) – квадратная костровая креп; г) – прямоугольная костровая крепь; д) – кусты из нескольких стоек – «тумбы»; е) – рамно-кустовая крепь

Костровая крепь обладает высокой податливостью и фактически оказывает сопротивление сдвижению кровли при значительном ее опускании (более

50–100 мм). Один костер оказывает сопротивление сдвижению около 60 т. При отслоении кровли мощностью 5 м и площади, приходящейся на костер, равной (5·5= 25 м$^2$), при плотности горных пород около 2 т/м$^3$ нагрузка на костер составляет 5·25·2= 250 т. Это значительно превышает несущую способность костра, поэтому костры раздавливаются, как отмечалось выше и видно из рис. 6.7.

Авторами были произведены исследования по выявлению влияния плотности костровой крепи на параметры критической площади обнажения кровли, приводящей к обрушению, по зафиксированным данным на шахтах Якутии Аллах-Юня и Индигирки. Как видно из рис. 6.14, явной зависимости обнаружить не удалось. Это объясняется тем, что на шахтах обрушался слой кровли значительной мощности – несколько метров, и установленная крепь не могла оказать существенного сопротивления большим нагрузкам (более 60 т на костер).

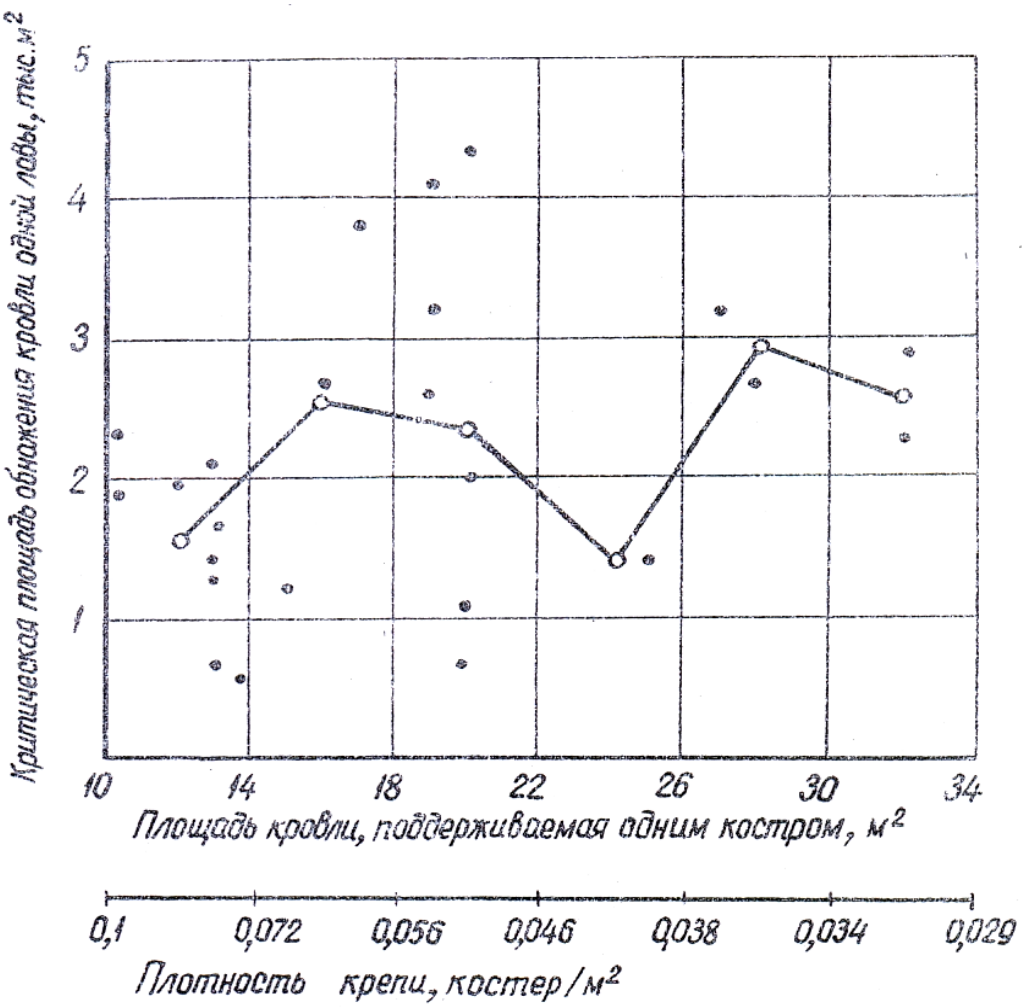



Рис. 6.14. Статистические данные по критическим площадям обрушения в шахтах, плотности установки костровой крепи в выработанном пространстве и площади кровли, приходящейся на один костер

Для укрепления кровли, в отдельных случаях применяется штанговая крепь. На рис. 6.15 показаны два варианта установки штанговой крепи.

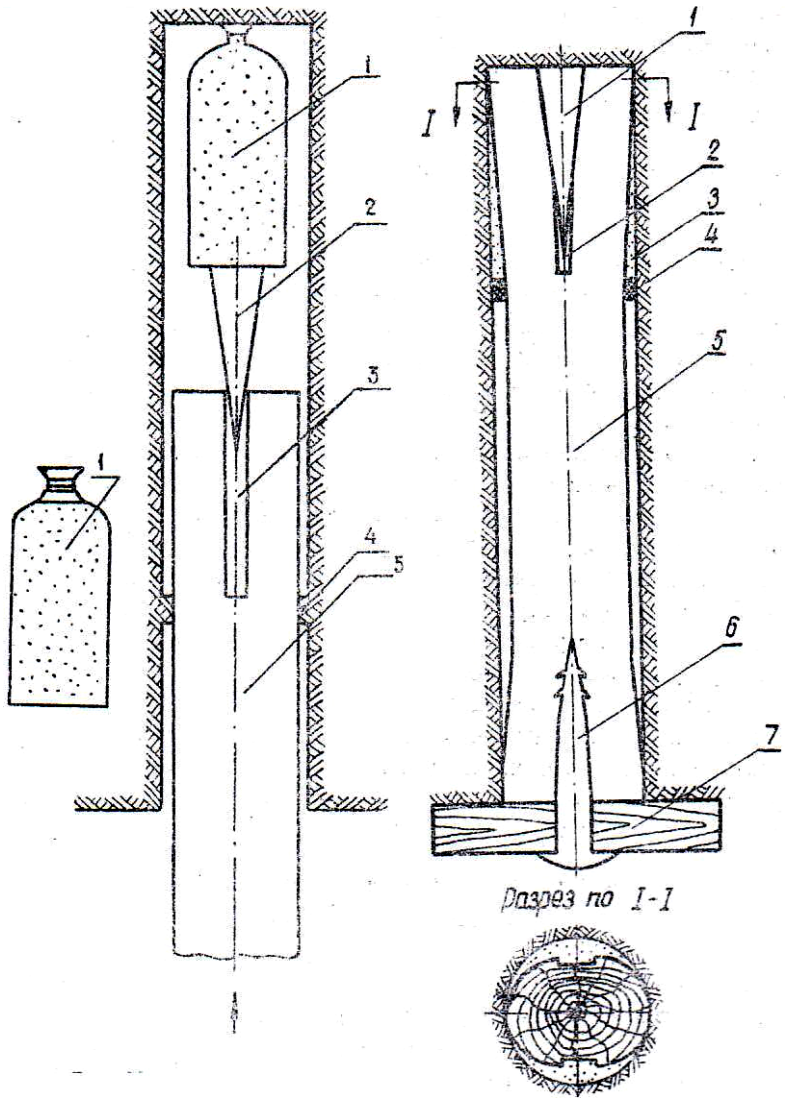



Рис. 6.15. Варианты штанговой крепи: металлической слева
и деревянной справа,
с левой стороны – способ с цементированием верхнего замка:
1 – пакет с цементной пастой; 2 – клин; 3 – прорезь; 4 – резиновое кольцо,
против вытекания цемента; 5 – стержень,
с правой стороны – деревянная конструкция штанги: 1 – клин; 2 – прорезь;
3 – цементный камень; 4 – резиновое кольцо; 5 – стержень; 6 – штырь;
7 – подхват

### *5. Влияние скорости продвижения очистного забоя на устойчивость кровли*

На устойчивость кровли значительное влияние оказывает фактор времени. Институт ИРГИРЕДМЕТ провел статистическую обработку по обрушениям, которые были на шахтах комбинатов Индигирзолото и Джугджурзолото. Результаты выборки размеров критической площади, при которой произошли обрушения и скоростью продвижения очистного забоя, представлены в табл. 6.6 [46].

Таблица 6.6

Влияние скорости продвижения очистного забоя на устойчивость кровли

| Скорость продвижения очистного забоя, м/месяц | Критическая площадь обнажения кровли, $м^2$ | Пределы изменения критической площади, $м^2$ | Ошибка среднего значения, $м^2$ | Число выборок |
|---|---|---|---|---|
| 7–8 | 1200 | 800–1600 | 400 | 4 |
| 8–9 | 1700 | 1500–1900 | 200 | 14 |
| 9–10 | 1900 | 1400–2400 | 500 | 6 |
| 10–11 | 2500 | 2200–2800 | 300 | 16 |
| 11–12 | 2700 | 2300–3100 | 400 | 9 |
| 12–13 | 2100 | 1500–2700 | 600 | 6 |
| 13–14 | 2700 | 2200–3200 | 500 | 7 |
| 14–15 | 2900 | 2100–3700 | 800 | 3 |
| 15–16 | 3300 | 2800–3800 | 500 | 5 |
| 16–17 | 3400 | 3000–3800 | 400 | 9 |

Представленные данные (табл. 6.6) показывают, что при увеличении темпов отработки лавы, т. е. увеличении скорости ее продвижения, позволяют отработать участок шахты без обрушения большей площади. На устойчивость кровли оказывают влияние также и другие факторы, что отмечалось выше. Для сходных горно-геологических условий, при прочих равных факторах, влияющих на устойчивость кровли, предложена эмпирическая формула для определения критической площади обнажения кровли:

$$S2 = S1(2V2+1)/(2V1+1),$$

где *S2* – критическая площадь обнажения кровли при скорости продвижения очистного забоя *V2,* $м^2$; *S1* – критическая площадь обнажения кровли при скорости продвижения очистного забоя *V1*, $м^2$; *V1* – скорость продвижения очистного забоя, при которой произошло обрушение на площади *S1*, мм/месяц; *V2* – планируемая скорость продвижения очистного забоя, м/месяц.

## 6.4. КЛАССИФИКАЦИЯ КРОВЛИ

Россыпи, находящиеся в районах многолетней мерзлоты. комбинатов Джугджурзолото и Индигирзолото характеризуются как аллювиальные долинные или террасовые. Литологический состав горных пород: галька, гравий, глина с песком, ил, валуны, ледяные линзы и прослойки. Россыпи отрабатываются, обычно, сезонно в холодный период года, а в летний пески промывают и извлекают золото. Температура горных пород в этих районах около минус 5–8 ˚С. Глубина залегания россыпи 40–80 м.

Проведенные исследования[1] позволили выделить 4 типа кровли.

[1] Костромитинов К. Н., Николенко Б. Д., Шерстов В. А. Исследование и рекомендации по совершенствованию управления кровлей при подземной разработки мерзлых россыпей Якутии. Якутск : Якут. фил. СО АН СССР. 1974. 112 с.; Костромитинов К. Н., Томилов В. Д. К расчету целиков при разработке многолетнемерзлых россыпей // Физико-механические проблемы разработки полезных ископаемых. 1969. № 5.

**1 тип кровли.** Резко выраженная слоистость горных пород в кровле отсутствует. Кровля работает как монолитная плита и характеризуется высокой устойчивостью. Повышенная устойчивость кровли объясняется тем, что при отсутствии отдельных отслоений, с увеличением мощности плиты увеличивается ее жесткость и уменьшается конвергенция. Размеры устойчивых обнажений кровли достигают 7000–11000 м$^2$. Установленная плотность стоечной крепи не влияла существенно на скорость опускания кроли: стойки вдавливались в кровлю и почву или ломались.

**2 тип кровли.** Налегающая толща слоистая. Сдвижение массива сопровождается расслоением одного или нескольких нижних слоев в выработанное пространство. Мощность отслоений оказывает наибольшее влияние на характер сдвижения. В зависимости от мощности отслоений, можно выделить 3 способа управления кровлей (табл. 6.7).

Таблица 6.7

Классификация строения и механизма сдвижения кроли мерзлых россыпей

| Тип кровли | Строение кровли | Механизм сдвижения кровли | Способ управления кровлей | Размеры устойчивых обнажений | Прогиб кровли перед обрушением |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | Явно выраженные отслоения отсутствуют | Кровля работает как сплошная монолитная плита | Поддержание целиками и крепью с последующим извлечением крепи и повторным использованием | 7000–11000 м$^2$ | до 300 мм |
| 2 | А) Кровля слоистая, мощность нижнего слоя более 4 м | Кровля работает как пачка консолей (плит) | Поддержание целиками и крепью | 3000–7000 м$^2$ | 250–500 мм |
| | Б) Мощность отслаиваемого слоя 2–4 м | Кровля работает как пачка плит | Поддержание целиками и крепью. Плавное опускание | 1000–4000 м$^2$ | 150–300 мм |
| | В) Имеется непосредственная кровля до 2 м | Отслоения небольшой мощности | Поддержание крепью, упрочнение штангами | 200–1500 м$^2$ | До 150 мм |
| 3 | Ледяные прослойки и линзы, сушенцовые зоны | Внезапные обрушения в виде вывалов и отслоений различной мощности | Поддержание кровли крепью | Менее 1000 м$^2$ | – |
| 4 | Сыпучий, слабосцементированный материал, температура пород близка к 0 ˚С. Вялая мерзлота | Кровля осыпается и обрушается при небольших обнажениях | Усиленное крепление и промораживание горных пород | – | – |

В зависимости от мощности слоев и сил сцепления на контактах между слоями размер устойчивых обнажений кровли колеблется от 200 до 7000 м$^2$.

**3 тип кровли.** Кровля работает в целом как монолитная плита или аналогично 2 типу, но наряду с этим имеются частые вывалы пород из кровли. Кровля характеризуется высокой льдистостью или сушенцовыми зонами. Этот тип кровли наиболее трудно управляем, так как обрушения происходят внезапно при небольших площадях обнажения кровли. Так как отслоения имеют небольшую мощность, то применение различных видов крепи может оказать существенное влияние на безопасность ведения горных работ в очистном забое.

**4 тип кровли.** Горные породы характеризуются вялой мерзлотой. Температура горных пород приближается к минус 1–3 ˚С. Кровля крайне неустойчивая, ее поддержание осуществляется различными видами крепления. На месторождении Хаттынах применялось специально промораживание горных пород интенсивной струей холодного воздуха в зимний период. Способы управления кровлей на талых россыпях описаны в литературе на основе опыта разработки россыпных месторождений Бодайбо.

## 6.5. УСТОЙЧИВОСТЬ ОБНАЖЕНИЙ КРОВЛИ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Наблюдения за сдвижением кровли по парным реперам проводились на шахтах №№ 26. 28, 29, 30 месторождения Левый Селях, на шахте № 35 месторождения Кузьмич, на шахте № 4 месторождения Хатын-Урях и на шахтах № 1, 2–3 месторождения Правый Селях. Для замеров использовалась раздвижная стойка СУИ-П с ценой деления 0,1 мм. Замеры конвергенции проводились через каждые 5 дней. Начало замеров соответствовало первым продвижениям забоя в лаве и заканчивались в период полного обрушения кровли по мере достижения предельного пролета. После обрушения оставлялся предохранительный целик, проводилась разрезная выработка и очистные работы в лаве продолжались вплоть до следующего обрушения. План расположения парных реперов в выработанном пространстве показан на рис. 6.16.

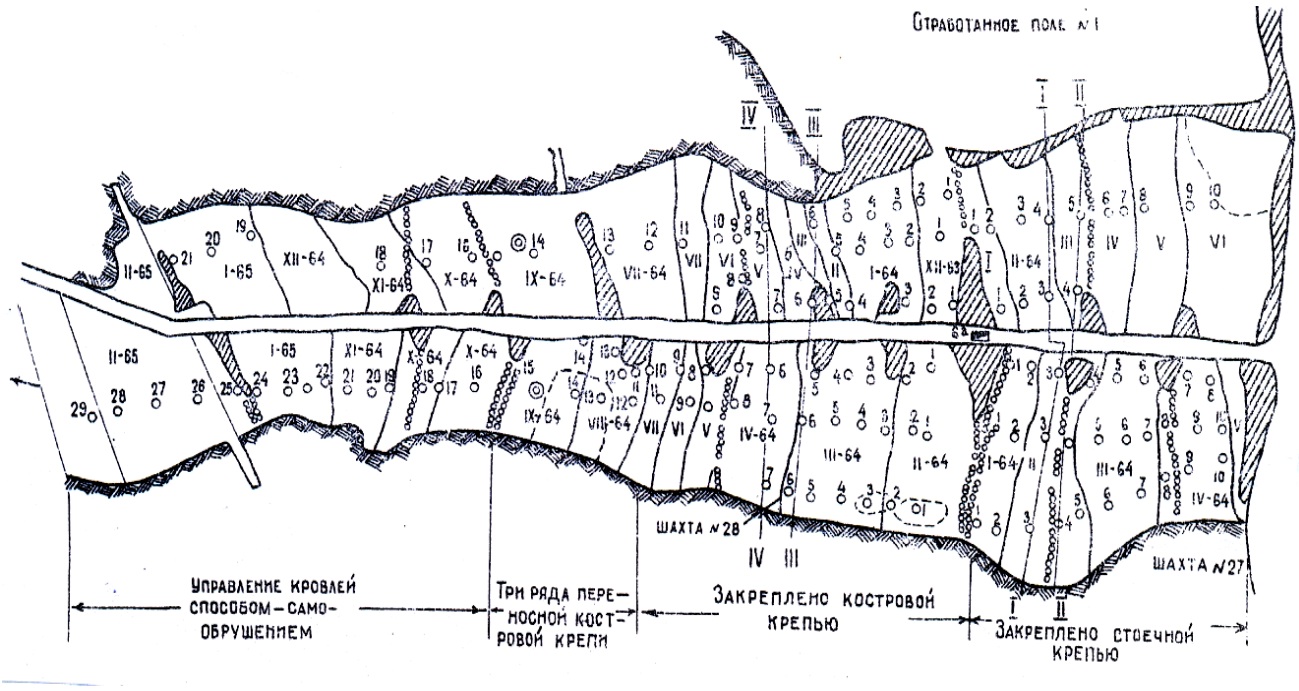



Рис. 6.16. План положения парных реперов в выработанном пространстве на шахте № 28

Характер сдвижения кровли (конвергенция) по непосредственным наблюдениям с использованием раздвижной стойки СУИ-2 за опусканием кровли в шахтах показан на рис. 6.17 и 6.18.

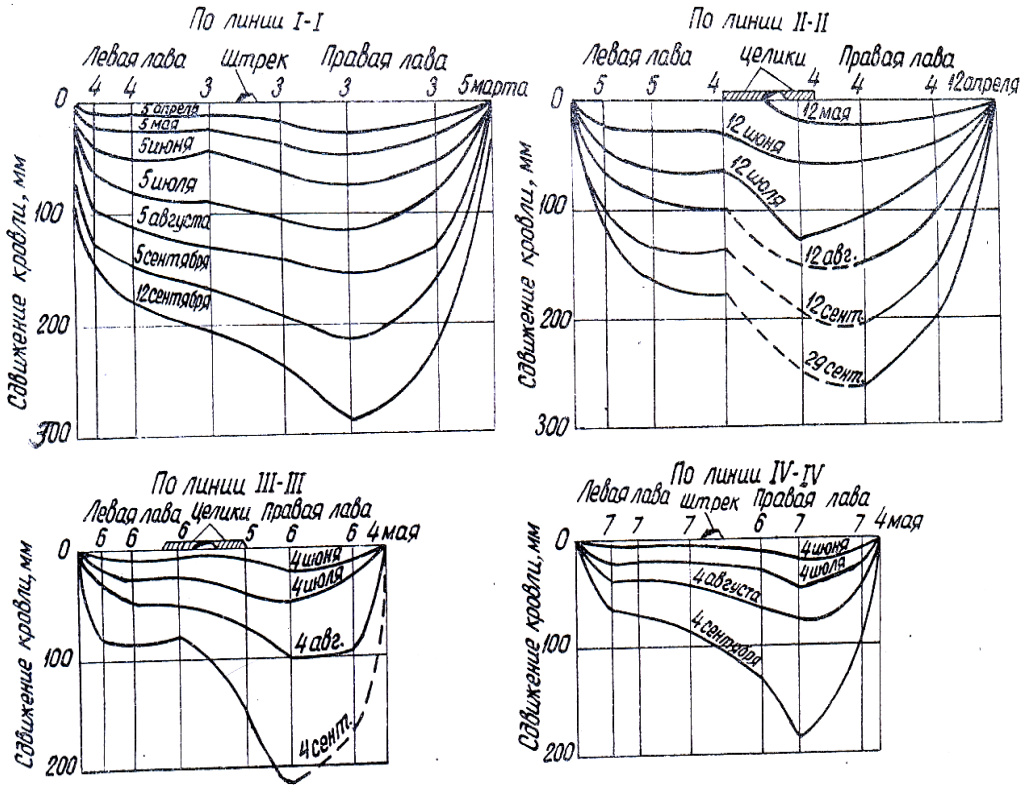



Рис. 6.17. Сдвижение кровли по парным реперам на шахтах № 27 и 28 по линиям замера в сечении поперек россыпи

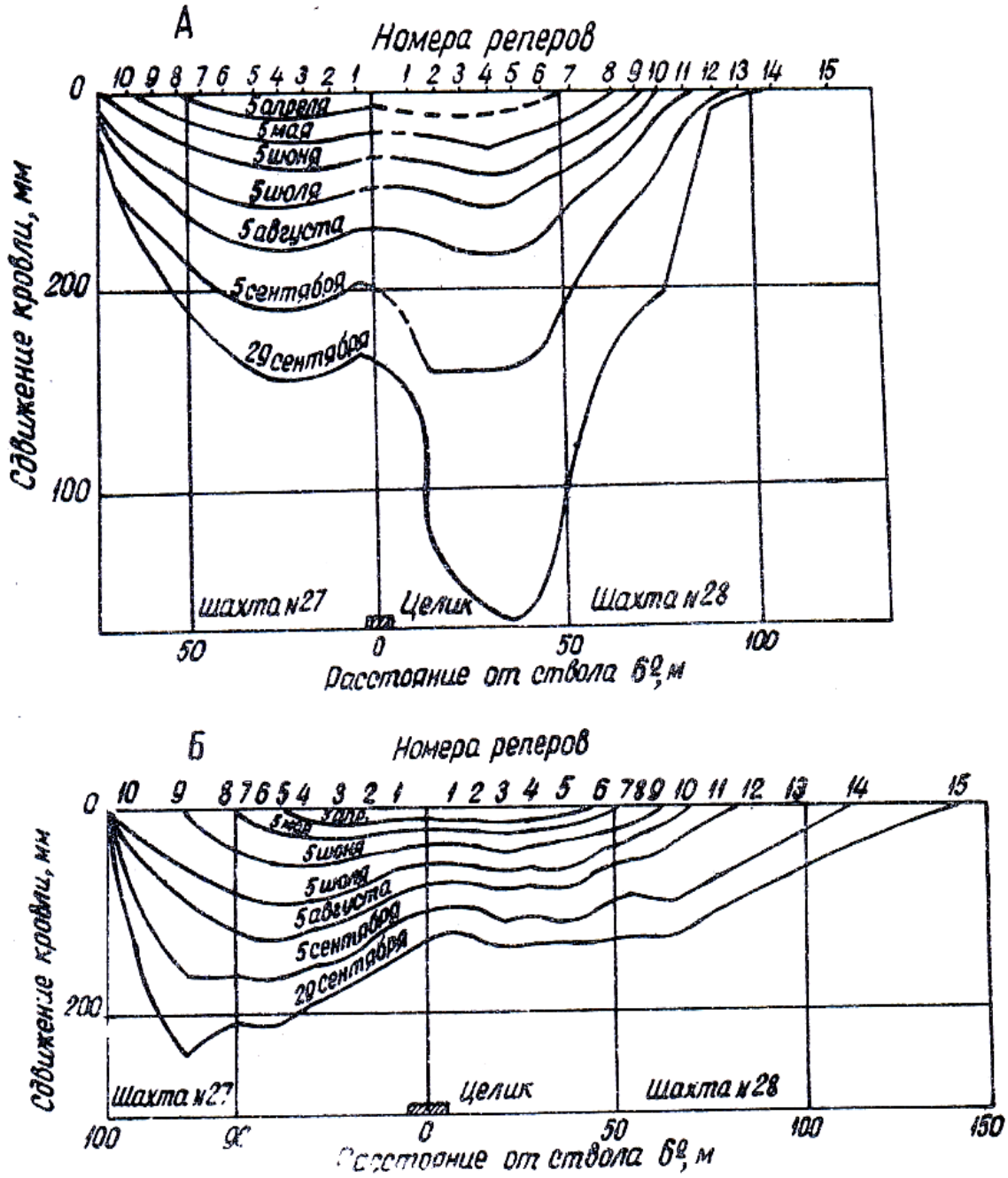



Рис. 6.18. Сдвижение кровли в продольном сечении по шахтам № 27 и 28:
А – средняя продольная линия по правым лавам; Б – средняя продольная линия по левым лавам

В результате наблюдений, были выявлены зависимости скорости опускания кровли от размеров обнажения очистного пространства (рис. 6.19).

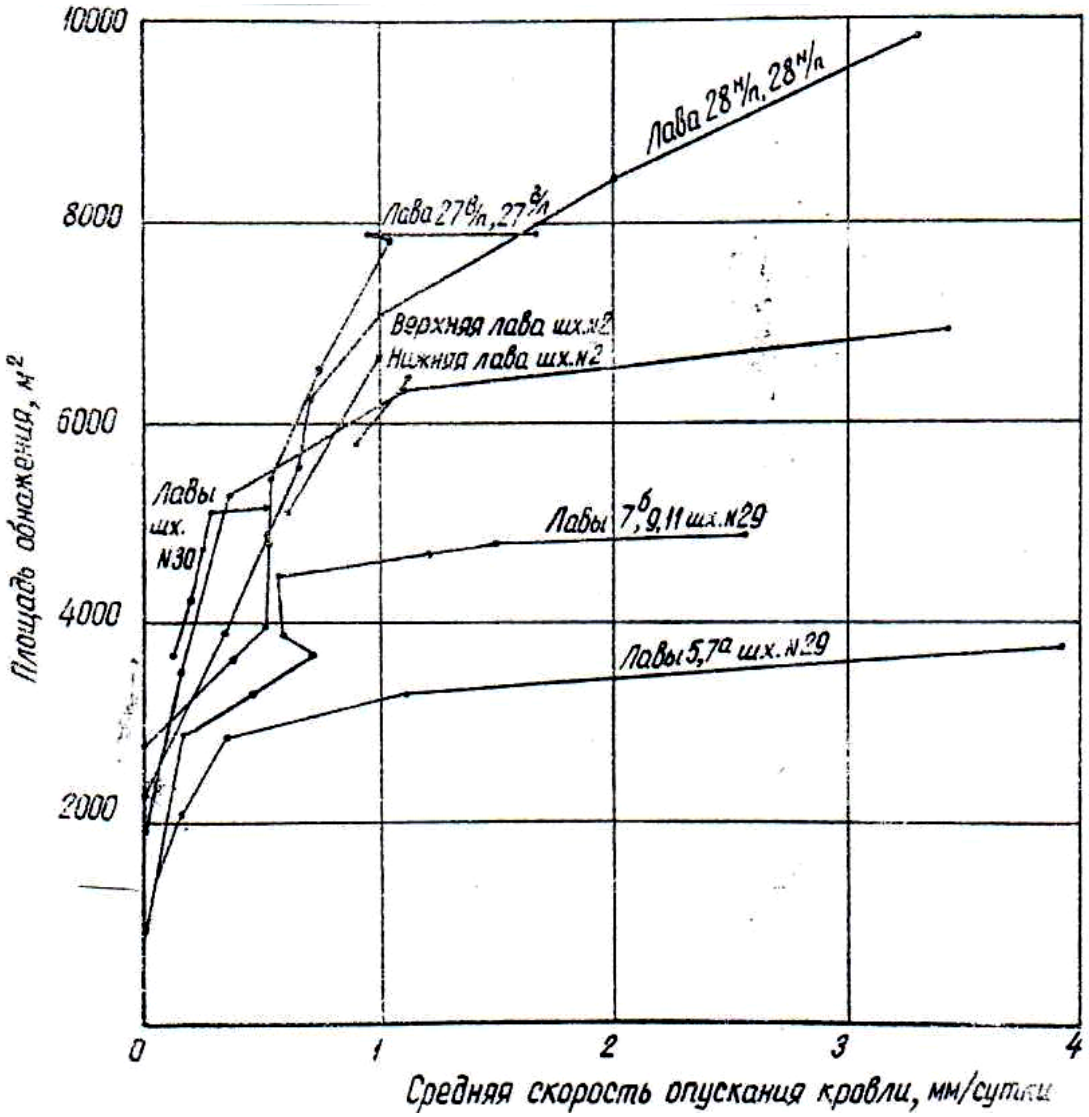



Рис. 6.19. Зависимости скорости опускания кровли от размеров площади обнажения кровли

Приведенные зависимости (рис. 6.19) показывают, что характер сдвижения кровли сложный. Первый период – по мере увеличения пролета сдвижение кровли не происходит. Второй период – после достижения определенного предельного пролета происходит сдвижение кровли с увеличивающейся скоростью, по мере увеличения пролета обнаженной кровли.

Непосредственные наблюдения в шахте позволили выявить основные факторы, влияющие на устойчивость кровли. Значительную роль на характер сдвижения оказывает слоистость налегающей толщи, способность расслаиваться по контактам слоев различного литологического состава, особенно при наличии ледяных прослоек. Для более полной картины выявления закономерностей сдвижения в массиве были проведены исследования на моделях, выполненных на оптически активных материалах. Для количественной оценки сдвигающих напряжений в массиве использовался автоматический поляриметр ИПЛ-451. Величина напряжений на сдвиг $\tau_{ma}$ в зависимости от величины пролета выработки и мощности нижнего слоя представлены на рис. 6.20.

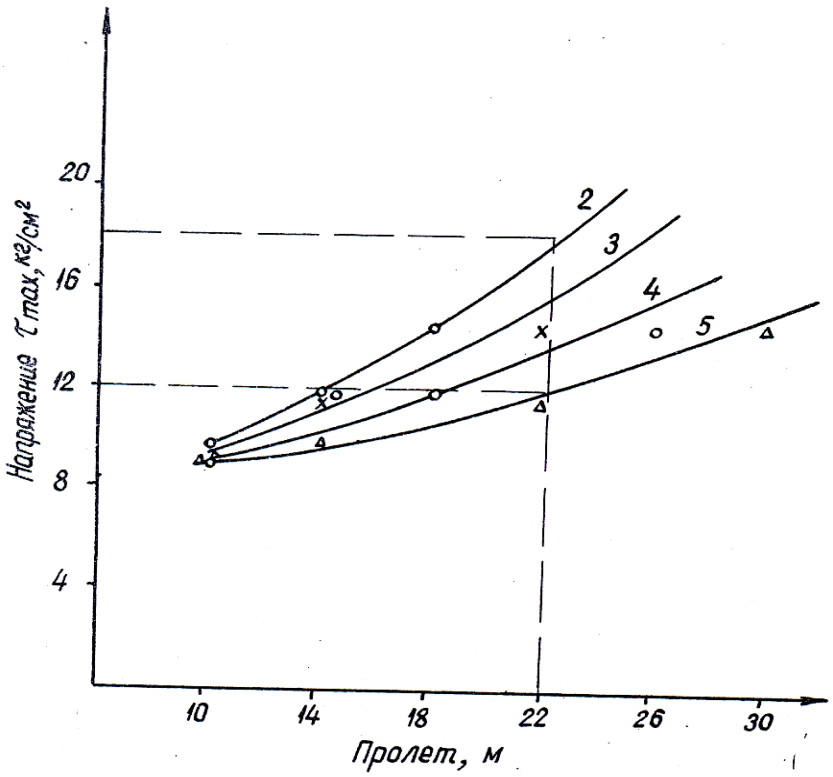



Рис. 6.20. Изменение напряжений на сдвиг $\tau_{max}$ в кровле в зависимости от пролета выработки и мощности нижнего слоя: 2, 3, 4, 5 м

Исследования показывают, что с уменьшением мощности нижнего слоя напряжения возрастают, а устойчивость кровли снижается. Так, при одном и том же пролете выработке – 22 м, но разной мощности нижнего слоя отмечаются разные напряжения $\tau_{ma}$. При мощности слоя 5 м напряжение составляет 12 кг/см$^2$, а при мощности слоя 2 м напряжение – 17 кг/см$^2$.

В табл. 6.8 представлены деформации для однослойной и двухслойной кровли (в двухслойной кровле в моделях общая мощность нижних слоев принималась 10 м). С увеличением мощности нижнего слоя с 2 до 8 м деформации снижаются на одну треть. Аналогичные изменения наблюдаются и в двухслойной кровле, но с той разницей, что снижение происходит до момента, пока мощность нижнего слоя не станет равной мощности второго, после чего нижний слой полностью воспринимает нагрузку от верхнего слоя.

Таблица 6.8

Зависимость величины деформации кровли от мощности слоя и пролета выработки

| Мощность нижнего слоя кровли, м | Пролет выработки, м | Деформация кровли, мм | |
|---|---|---|---|
| | | однослойной | двухслойной |
| 2 | 10 | 70 | 105 |
| | 14 | 140 | 245 |
| | 18 | 200 | 385 |
| | 22 | 350 | – |
| | 26 | 555 | – |

| Мощность нижнего слоя кровли, м | Пролет выработки, м | Деформация кровли, мм | |
|---|---|---|---|
| | | однослойной | двухслойной |
| 4 | 10 | 70 | 85 |
| | 14 | 125 | 175 |
| | 18 | 210 | 262 |
| | 22 | 280 | 385 |
| | 26 | 420 | – |
| 6 | 10 | 70 | 70 |
| | 14 | 115 | 140 |
| | 18 | 175 | 210 |
| | 22 | 280 | 280 |
| | 26 | 350 | 455 |
| | 30 | 490 | – |
| 8 | 10 | 70 | 70 |
| | 14 | 87 | 122 |
| | 18 | 158 | 210 |
| | 22 | 246 | 300 |
| | 26 | 314 | 385 |
| | 30 | 420 | 525 |

Характеризовать величину прогиба отдельных слоев кровли можно используя преобразованную К. Ф. Войтковским[1] формулу плит, которая учитывает ползучесть мерзлых пород:

$$U = 0.0293ql^4/(3Knл*h^3).$$

где $U$ – скорость прогиба кровли, см/сут; $q$ – расчетная нагрузка, кг/см$^2$; $l$ – пролет выработки, см; $Knл$ – коэффициент пластической вязкости, кг·сут/см$^2$; $H$ – толщина плиты кровли, см.

Для средних условий, полученных институтом мерзлотоведения СО СН СССР: объемный вес горных пород кровли равный 0,0022 кг/см$^3$, коэффициент пластической вязкости – $0{,}12\cdot10^4$ кг·сут/см$^2$, произведены расчеты зависимости скорости сдвижения кровли от длины пролета кровли и мощности нижнего слоя (рис. 6.21).

[1] Войтковский К. Ф. Об учете ползучести мерзлых пород при оценке устойчивости незакрепленных выработок // Прочность и ползучесть мерзлых грунтов : сб. М. : АН СССР, 1963. С. 186–203.

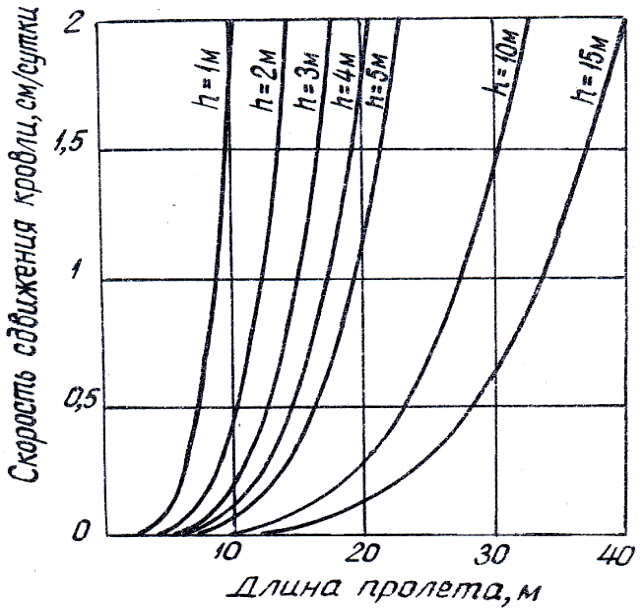



Рис. 6.21. Расчетная скорость сдвижения кровли в зависимости от толщины нижнего слоя кровли и длины пролета

Пользуясь графиком для конкретного геологического разреза, можно определить при каком пролете должно начаться расслоение налегающей толщи кровли и будет ли оно.

**ПРИМЕР**

**Дано**

Нижний слой горных пород кровли равен 5 м. Следующий слой кровли, находящийся сверху над ним 10 м. Из графика видно, что расслоение должно начаться при величине пролета – 7 м.

При обратном соотношении, если нижний слой кровли равен 10 м, а верхний – 5 м, скорость прогиба нижнего слоя меньше верхнего и отслоения горных пород может не произойти, а скорость сдвижения, скорее всего, будет определяться от суммарной мощности слоев, равной 15 м.

## 6.6.РАСЧЕТНЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ КРИТИЧЕСКОЙ ПЛОЩАДИ ОБНАЖЕНИЯ КРОВЛИ

Критическая площадь обнажения кровли, при которой происходит полная посадка лавы, находится из выражения [46]:

$$Sкр = Sп + Sз,$$

где *Sкр* – критическая площадь обнажения кровли, м$^2$; *Sп* – предельная площадь обнажения кровли (до начала сдвижения по мере отработки лавы), м$^2$; *Sз* – за предельная площадь обнажения кровли. По мере увеличения Sз, скорость сдвижения кровли увеличивается и происходит полное обрушение, м$^2$.

Предельную площадь обнажения для 1 и 2 типа кровли можно определять по формуле:

$$Sn=BH\sqrt{Gc*Gp/2*q*Kp(Gc+Gp)}$$

где $B$ – длина лавы, если спаренные лавы, то суммарная длина лав, м; $H$ – мощность налегающей толщи кровли, работающая как плита, м; $Gc$ – длительное сопротивление породы кровли сжатию, т/м$^2$; $Gp$ – длительное сопротивление породы кровли растяжению, т/м$^2$; q – расчетная нагрузка на плиту, определяемая ее весом, т/м$^2$; $Kp$ – коэффициент, учитывающий соотношение длины очистных выработок (B) к длине пролета l.

Для второго типа кровли, когда отслоение небольшой мощности (до 6 м), следует при определении нагрузки q учитывать сопротивление крепи.

Значение коэффициента $Kp$ определяется из табл. 6.9.

Таблица 6.9

Значение коэффициента Кр

| *B/ l.* | 1 | 1,2 | 1,5 | 2,0 | 3,0 | >4,0 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *Kp* (1 тип кровли) | 0,046 | 0,061 | 0,080 | 0,101 | 0,119 | 0,125 |
| *Kp* (2 тип кровли) | 0,052 | 0,076 | 0,084 | 0,084 | 0,084 | 0,084 |

Для второго типа кровли при отслоении нижнего слоя мощностью h, можно воспользоваться формулой:

$$Sn=0,65Bh\sqrt{h*t/Kp*H*q},$$

где t – предел длительной прочности на сдвиг, т/м$^2$; h – мощность нижнего слоя, м.

Запредельная площадь обнажения $Sз$ зависит от скорости опускания кровли и времени, необходимого поддерживать ее в устойчивом состоянии. Определить ее можно по формуле:

$$Sз = B\cdot lз = B\cdot v\cdot W/u,$$

где $lз$ – величина запредельного продета кровли при котором происходит ее опускание, м; $v$ – скорость продвижения очистного забоя, м/месяц; $W$ – величина максимального прогиба кровли, при котором происходит посадка лавы, мм, $u$ – скорость опускания кровли, мм/месяц.

Скорость продвижения очистного забоя ограничивается техническими и организационными возможностями, применяемой технологией и изменяется от 8 до 25 м/месяц.

Максимальный прогиб кровли перед обрушением колеблется в пределах от 70 до 500 мм, приводится в табл. 6.9 в зависимости от типа кровли.

Скорость опускания кровли $u$ зависит от нескольких факторов, на рис. 6.21, видно, что с увеличением пролета $lз$ (запредельной площади обнажения) скорость $u$ также увеличивается. Наиболее достоверно данный параметр можно определить непосредственными наблюдениями в лаве. Для предварительных расчетов можно использовать формулу К. Ф. Войтковского[1]:

$$u = 0,0293\ q\cdot l^4/3\cdot Kпл\cdot h^3,$$

[1] Войтковский К. Ф. Указ. соч.

где u – скорость прогиба кровли, см/сутки; q – расчетная нагрузка, кг/см$^2$; l – пролет выработки, см; Кпл – коэффициент пластической вязкости, кг·сут/см$^2$; h – толщина плиты кровли, см.

Расчеты целиков можно производить по формулам Л. Д. Шевякова, а также предложенные в работе М. И. Агошкова[1]:

$$Sц = (S·H·\gamma – S·\Delta ·R)/( Gдл/n – m·\gamma),$$

где Sц – площадь горизонтального сечения опорного целика, м$^2$; S – площадь горизонтального сечения кровли, приходящаяся на один опорный целик, м$^2$; H – мощность налегающей толщи кровли, оказывающая давление на опорный целик, м; γ – средний объемный вес вышележащих горных пород, т/м$^3$; Δ – плотность крепи, количество стоек, приходящихся на 1м$^2$; R – реакция крепи, т; Gдл – предел длительной прочности на сжатие; n – коэффициент запаса прочности, принимается 1,5 – 3; m – высота опорного целика, м.

Для целиков имеющих ленточную форму и расположенных поперек россыпи, можно воспользоваться формулой Л.Д. Шевякова, заменив S на B(К–1)a:

$$Sцл = B(К–1)a·H·\gamma/( Gдл/n – m·\gamma),$$

где Sцл – площадь горизонтального сечения опорного ленточного целика, м$^2$; B – средняя ширина россыпи, м; К – число панелей (шагов обрушения в кровле); a – расстояние между целиками, не превышающее критического пролета – l м.

Для целиков расположенных в центре россыпи нагрузка увеличивается и их размеры, исходя из теории К. В. Руппейнета, должна составлять 5/4, по сравнению с ленточными целиками, т. е. площадь целика следует увеличивать на 25 %.

## 6.7.ЭКОНОМИЧЕСКИЙ УЩЕРБ ОТ ПОТЕРЬ В ЦЕЛИКАХ

Экономический ущерб предприятия при оставлении целиков происходит за счет неполного извлечения драгоценных металлов из недр. Уменьшить потери в целиках можно за счет применения искусственных целиков, закладки выработанного пространства или усиленного крепления забоя и выработанного пространства. Экономический ущерб от потерь металла в целиках можно определить из выражения[2]:

$$Уп = Зр + Пп,$$

где *Уп* – экономический ущерб от потерь в целиках, р.; *Зр* – затраты на разведку потерянных балансовых запасов, р.; *Пп* – недополученная прибыль за счет увеличения потерь металла, р.

Затраты на разведку потерянных балансовых запасов определяются из выражения:

$$Зр = a·Q·ц·Кр,$$

[1] Агошков М. И. Указ. соч.

[2] Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М. И. Агошков, В. И. Никаноров, Е. И.Панфилов [и др.]. М. : Недра, 1974. 312 с.

где *Кр* – доля затрат на разведку в установленной цене металла. Для золотодобывающей промышленности принималась Кр = 10 %.

Недополученная прибыль определяется исходя из среднего содержания металла в целиках, цены на металл, установленной Центробанком и себестоимости на разработку целика.

$$Пп = a \cdot Q \cdot ц - C \cdot Q,$$

где $a$ – среднее содержание металла в целиках, г/м$^3$; $Q$ – объем потерянных песков в целиках, м$^3$; $ц$ – государственная цена металла, р./г; С – себестоимость разработки песков в целиках, р./м$^3$;

Размеры целиков и устойчивость кровли, в основном, определяется характером сдвижения массива кровли. В некоторых случаях потери в целиках могут быть уменьшены за счет дополнительных работ по установке усиленной крепи в виде кустов из нескольких стоек, увеличения плотности крепи или возведения искусственных целиков. Затраты на установку крепи и лесоматериал зависят от типа кровли и вида крепления и плотности ее установки. В этом случае потребуются дополнительные затраты, которые рассчитываются специальным расчетом для каждого конкретного случая.

Для рассмотренной классификации, в зависимости от типа кровли плотность крепи следующая.

1 тип кровли. Кровля работает как сплошная монолитная плита. Крепь устанавливается, в основном, для поддержания отдельных заколов, играет вспомогательную роль. Фактический расход крепежного лесоматериала составлял от 7 до 15 м$^3$ на 1000 м$^3$.

2 тип кровли. Налегающая толща слоистая. В массиве кровли происходят отслоения нижних слоев, крепь играет значительную роль в укреплении устойчивого состояния кровли, Расход крепежного лесоматериала составляет от 10 до 25 м$^3$ на 1000 м$^3$.

Если считать, что поддерживается только нижний отслаивающийся слой кровли, то расчетный расход лесоматериала можно представит табл. 6.10.

Таблица 6.10

Расход крепежного лесоматериала, в зависимости от мощности нижнего слоя, м$^3$ на 1000 м$^3$

| Мощность нижнего слоя, м | Равномерно распределенная нагрузка на 1 м$^2$ | Количество стоек на 1 м$^2$ | Расход крепежного лесоматериала, м$^3$ на 1000 м$^3$ |
|---|---|---|---|
| 0,5 | 1,1 | 0,073 | 2,9 |
| 1,0 | 2,2 | 0,146 | 4,56 |
| 2,0 | 4,4 | 0,293 | 9,2 |
| 3,0 | 6,6 | 0,440 | 13,7 |
| 4,0 | 8,8 | 0,585 | 18,3 |
| 5,0 | 11 | 0,730 | 23,0 |

В расчетах принималась реакция (несущая способность одной стойки) равная 15 т. Объемный вес горных пород – 2,2 т/ м$^3$.

Из табл. 6.10 видно, что при мощности отслаивающегося нижнего слоя 4–5 м плотность крепи превышает 0,5 стойки на 1 м$^2$. Это приводит к большим затратам на крепление. Для второго типа кровли более целесообразно оставлять в выработанном пространстве целики.

Ориентировочная расчетная площадь целиков на 1000 м$^3$ песков, при средней выемочной мощности 2 м приводится в табл. 6.11.

Таблица 6.11

Расчетная площадь целиков, приходящаяся на 1000 м$^3$

| Мощность нижнего слоя, м | Площадь целиков в м$^2$, приходящаяся на 1000 м$^3$ песков | |
|---|---|---|
| | Плотность крепи 0,2 стойки на 1 м$^2$ | Без крепления |
| 3 | 15 | 28 |
| 4 | 25 | 37,8 |
| 5 | 34 | 47 |
| 10 | 81 | 94 |
| 15 | 127 | 155 |
| 20 | 175 | 202 |

**3 тип кровли.** В кровле трудно определить слоистость, и выделить слои пород, которые могли бы работать как самостоятельные плиты. Частые отслоения, заколы, вывалы приводят к необходимости удерживать их крепью. Расход крепежного материала для такой кровли увеличивается и достигает 30–40 м$^3$ на 1000 м$^3$.

**4 тип кровли.** Данный тип кровли встречается в условиях в северных условиях многолетней мерзлоты редко. Для управления кровлей применяют усиленные крепи с большим расходом крепежного материала.

Таким образом, разработка многолетнемерзлых россыпей связана с особенностями северных условий, характером сдвижения массива кровли и экономическими факторами, учитывающими потребности в драгоценных металлах в интересах государства и горного предприятия.

## 6.8.КОМБИНИРОВАННАЯ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ

### *Перспективы применения открыто-подземного способа разработки россыпей*

Совершенствование техники и технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых позволяет снизить затраты на вскрышные и добычные работы, а соответственно, и перейти на отработку глубокозалегающих месторождений открытым способом. В определенных горно-геологических условиях экономически целесообразно применить комбинированный открыто-подземный способ (рис. 6.22). Этот способ может быть применен как самостоятельно, так и для разработки отдельных участков месторождения. Сущность данного способа заключается в том, что часть россыпи, где мощность торфов наименьшая, отрабатывается открытым способом – карьером,

а оставшаяся часть – подземным с использованием выработок карьера для доставки песков и водоотлива.

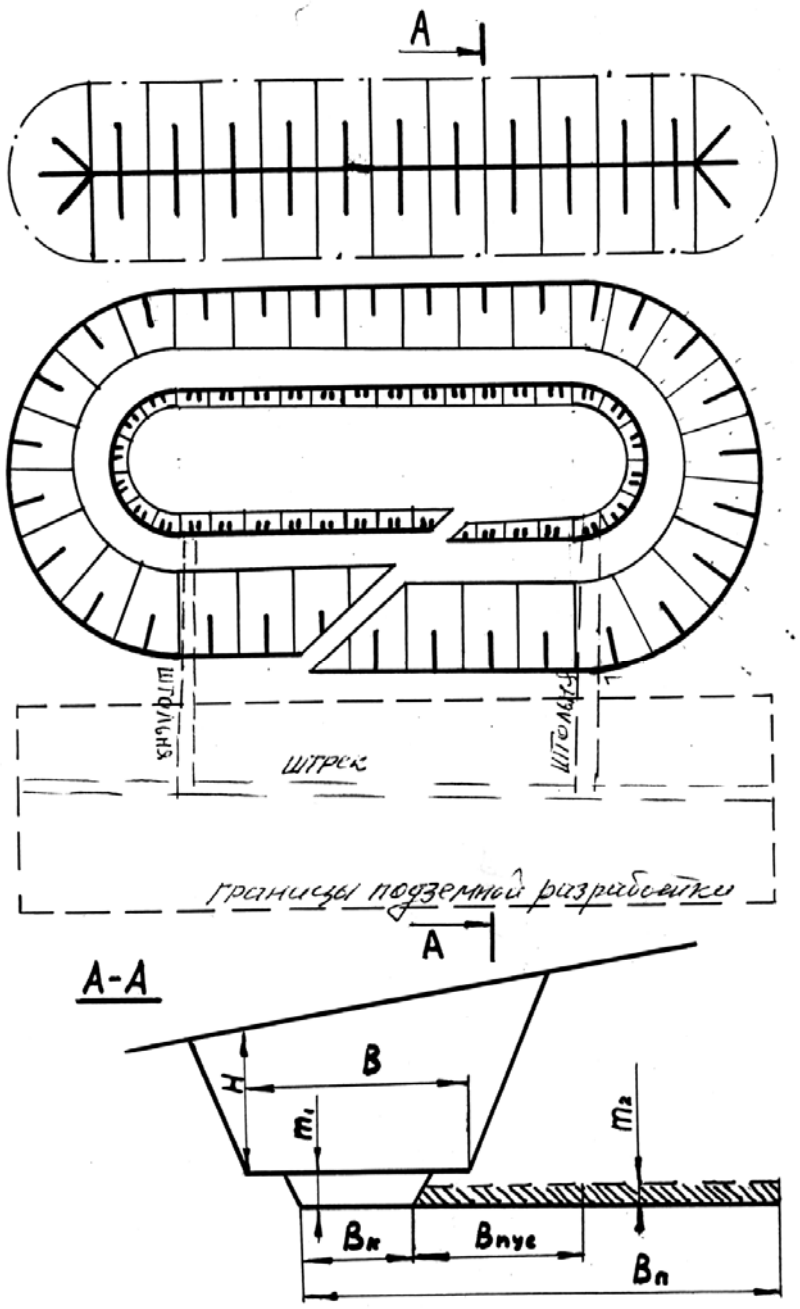



Рис. 6.22. Открыто-подземный способ разработки

Преимуществом такого способа является то, что вскрытие осуществляется короткими штольнями или уклонами из карьера взамен вертикальных или наклонных стволов с земной поверхности. Это приводит к сокращению затрат на вскрытие, подъем песков на поверхность и водоотлив, по сравнению с подземным способом. В технологическом отношении подготовительные и очистные работы, в основном, остаются такими же, хотя появляются большие возможности применения мобильной техники для доставки песков и использования конвейеров.

*Оценка возможности применения открыто-подземного способа для новых месторождений и определение границ карьера*

Экономические показатели при разработке месторождения открыто-подземным способом определяются по результирующим трудовым и стоимостным затратам. Параллельно с обычными расчетами технико-экономических показателей встает дополнительно вопрос определения границ открытого и подземного способов разработки.

Вопросом определения границ применения открытого и подземного способов разработки занимались академик В. В. Ржевский, профессора А. И. Арсентьев, П. И. Городецкий, М. Г. Новожилов, В. С. Хохряков и др. Задача решалась применительно к крутопадающим рудным телам, запасы которых принимались как балансовые, принятые к отработке. При разработке россыпных месторождений отличительной особенностью определения границ карьера при возможном дальнейшем переходе на отработку подземным способом является:

– сравнительно пологое залегание пласта песков;

– границы отрабатываемой россыпи окончательно уточняются эксплуатационным опробованием и зависят от содержания металла;

– выемочная мощность пласта, разрабатываемого открытым и подземным способами различна;

– показатели извлечения металла, разубоживания и среднее содержание металла различаются по способам разработки;

– россыпи имеют протяженную, вытянутую форму, что приводит к ее отработке отдельными этапами (участками) по длине с различными горно-геологическими условиями.

При определении границ открытого и подземного способов разработки В. С. Хохряков в качестве критерия оптимальности рекомендует принимать прогнозный показатель максимума, прибыли. М. Г. Новожилов в основу методики определения границ карьера закладывает минимум затрат на разработку месторождения открытым и подземным способами, при этом определяемые функции себестоимости учитывают фактор глубины залегания, который связан с фактором времени. Производительность карьеров предлагается также определять по показателю приведенной прибыли с учетом фактора времени.

Учитывая вышеизложенное и используя методы определения экономической оценки извлечения полезных ископаемых из недр М. И. Агошкова, для комбинированного открыто-подземного способа разработки россыпных месторождений исходное уравнение может быть представлено в виде целевой функции максимума прибыли *(Пmax)*.

$$Пmax = Ц – Здс – Звб – Зп – Звтр – Зп \Rightarrow max,$$

$$Пmax = (До \cdot а1 \cdot Киo + Дп \cdot а2Киo) \cdot Ц – До(Сд + КвСв + Кп \cdot КвСпер) – Дп \cdot Спод \Rightarrow max,$$

где $Ц$ – суммарная дисконтированная цена реализации добытого полезного ископаемого, р.; $З_{дс.}, З_{вб.}, З_{пер.}, З_{п}$ – суммарные дисконтированные затраты, соответственно, на добычу и промывку песков открытым способом, бестранспорт-

ную вскрышу, переэкскавацию, транспортную вскрышу подземную добычу и промывку песков, р.

С учетом различного содержания металла и коэффициентов извлечения при открытой и подземной разработке месторождения *Пmax* определяется из уравнения:

$$Пmax = (До \cdot a1 \cdot Киo + Дп \cdot a2 Киo) \cdot Ц - До(Сд + КвСв + Кп \cdot КвСпер) - Дп \cdot Спод \Rightarrow max,$$

где *До, Дп* – запасы полезного ископаемого, добываемого открытым и подземным способами разработки, м$^3$; *a1*, *a2* – среднее содержании металла в добываемых песках, м$^3$; *Киo, Кип* – коэффициенты извлечения полезного ископаемого при открытом и подземном способах разработки.

Уравнение выражает *е* условие максимума целевой функции по исследуемому переменному параметру: ширине отрабатываемой россыпи «В» карьером и $В_п$ – ширине россыпи разрабатываемой подземным способом. Условие максимальной прибыли выражается производной по переменной «В» за период отработки месторождения.

Для определения затрат на вскрышные работы необходимо найти зависимость объемов вскрыши от ширины карьера «В».

Объем вскрыши торфов определяется площадью obcd (рис. 6.23) и зависит от мощности вскрыши $Н_в$, ширины основания $В_к$ и уклона земной поверхности У = f(x). Найти данное уравнение можно обработкой данных по буровым линиям (отметкам устьев скважин) по интерполяционным формулам Лагранжа, Ньютона, формулам с центробежными разностями или методом наименьших квадратов. В большинстве случаев поперечный уклон долины можно выразить усредненным углом наклона φ и уравнение земной поверхности упростить в виде выражения

$$У = H_B + xtg\varphi,$$

где φ м х – переменные параметры по осям координат и абсцисс; $Н_в$ – мощность вскрыши торфов на уровне оси у.

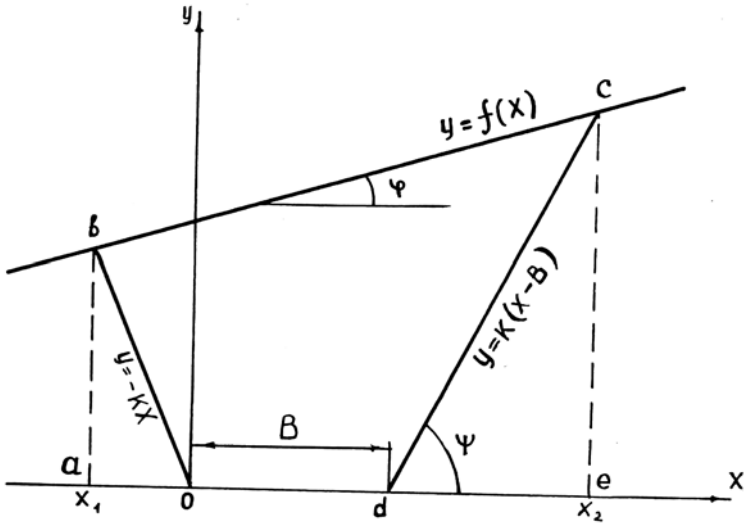



Рис. 6.23. Объемы вскрыши торфов

Для данного случая площадь сечения вскрыши торфов записывается

$$S_B = S_{ABCE} - S_{ABO} - S_{dce},$$

или учитывая, что уравнения бортов карьера в осях координат могут быть записаны в виде У = – xtg ψ и У= (x–$B_к$) tg ψ площади вскрыши находится из выражения

$$S_B = \int_{x1}^{x2} f(x)dx - \int_{x1}^{0} xtg\,\psi dx - \int_{Bk}^{x2} (x - B_R)tg\,\psi,$$

Точка В находится совместным решением уравнений У = f(x) и У = – xtg ψ. Для случая, когда функцию У = f(x) можно представить уравнением

$$\begin{cases} У = f(x) \\ У = (x - B_K)tg\,\psi \end{cases} \Rightarrow x_2 \begin{cases} У = x_2 tg\varphi + H_B \\ У = (x_2 - B_K)tg\,\psi \end{cases}$$

$$x_1 tg\varphi + H_B + x_1 tg\,\psi = 0 \qquad x_1 = \frac{H_B}{tg\varphi + tg\,\psi}$$

Точка С находится аналогично совместным решением уравнений

$$\begin{cases} У = f(x) \\ У = (x - B_K)tg\,\psi \end{cases} \Rightarrow x_2 \begin{cases} У = x_2 tg\varphi + H_B \\ У = (x_2 - B_K)tg\,\psi \end{cases}$$

Решая уравнение и подставив значения пределов $X_1$ и $X_2$ определяем сечение вскрышных пород:

$$x_1 = \frac{H + B_K tg\,\psi}{tg\,\psi - tg\varphi}$$

$$S_B = \frac{1}{2}\left[ \frac{(H_B + B_K tg\,\psi)^2}{tg\,\psi - tg\varphi} + \frac{H_B^2}{tg\,\psi + tg\varphi} - B_K^2 tg\,\psi \right]$$

Используя полученные уравнения для конкретного месторождения, были проведены расчеты себестоимости и найдены границы применения открытого, подземного и открыто-подземного способов (рис. 6.24). Так, например, при ширине россыпи 150 м, угле поперечного уклона долины φ = 50 открытый способ целесообразно применять при мощности торфов до 47 м, далее открыто-подземный от 47 до 55 м и при большей глубине выгоднее разрабатывать россыпь подземным способом.

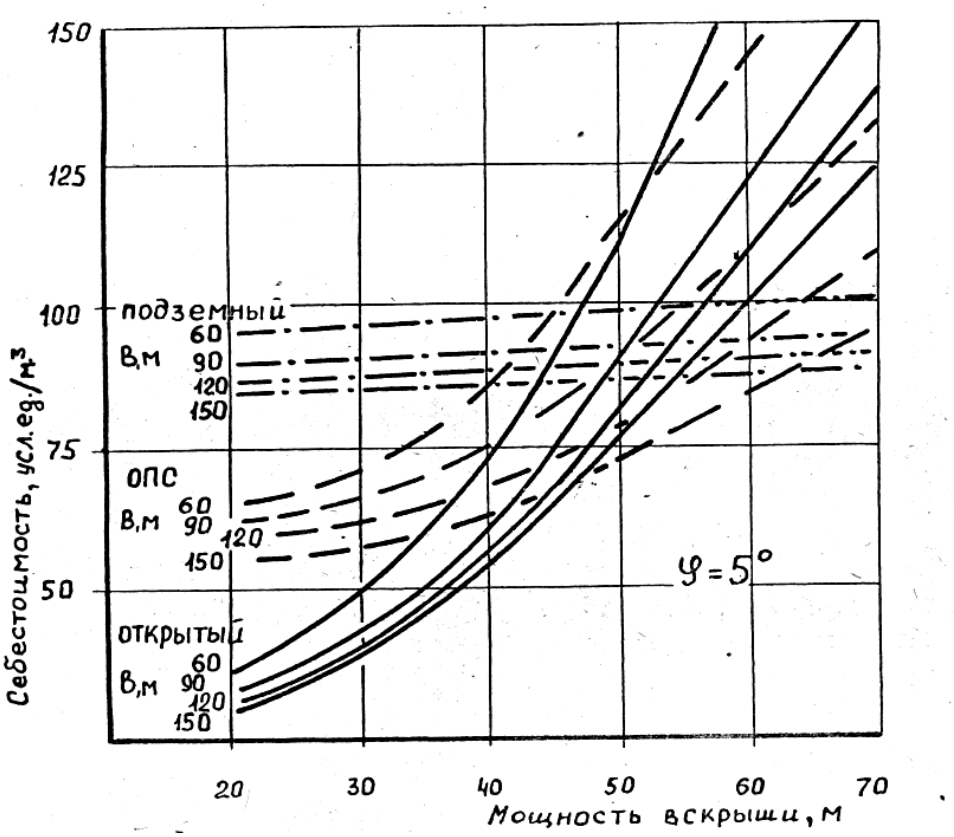



Рис. 6.24. Изменение себестоимости добычи и промывки 1 м$^3$ песков при открытом, открыто-подземном и подземном способах разработки

## 6.9. ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

Для экономического обоснования разработки россыпи применяются методы [28; 29], которые использовались в предыдущих разделах. Рассмотрим пример для разработки россыпи подземным способом.

*Горно-технические условия*

Проектируется к отработке 3 террасовые россыпи 50 м уровня. Породы налегающей толщи включают современные склоновые делювиально-солифлюкционные верхнечетвертичные отложения. Литология торфов представлена валунными галечниками, глиной и илами с валунами.

Золотоносный пласт россыпи представлен валунными галечниками и элювием коренных пород, которые распределяется на две составляющие: галечно-валунные отложения аллювия и верхняя часть элювия коренных пород. Аллювиальная составляющая – 83,2 %, элювиальная – 17,7 %. Валунистость 15 %.

Литология плотика: сланцы, алевролиты, песчаники.

Основные горно-технические параметры приводятся в табл. 6.12.

Таблица 6.12

Горнотехнические параметры россыпи

| Показатель | Террасовая россыпь, по БЛ | | |
|---|---|---|---|
| | А | Б | В |
| Объем песков, $м^3$ | 58240 | 95630 | 41890 |
| Суммарная длина блоков, м | 912 | 646 | 440 |
| Ширина россыпи:<br>– минимальная, м;<br>– максимальная, м;<br>– средняя, м | <br>14,0<br>61,4<br>39,6 | <br>45<br>134,8<br>80 | <br>18<br>81<br>51 |
| Геологическая мощность торфов:<br>– минимальная, м;<br>– максимальная, м;<br>– средняя, м. | <br>37,1<br>82,5<br>61,7 | <br>11<br>65<br>38,1 | <br>63,0<br>71,3<br>67,7 |
| Средняя мощность пласта, м | 1,84 | 1,86 | 1,85 |
| Глубина проникновения золота в коренные породы | 1,3 | 0,4 | 0,4 |
| Сведения о мерзлоте, % | 100 | 100 | 100 |
| Валунистость, % | 15 | 15 | 15 |
| Литологический состав плотика | Сланцы, алевролиты, песчаники | | |
| Запасы х/ч золота, кг | 330,1 | 484,0 | 147,1 |
| Среднее содержание, $г/м^3$ | 2,982 | 4,347 | 3,511 |

Общий объем эксплуатационных запасов песков 303,1 тыс. $м^3$, среднее содержание 2,48 $г/м^3$, запасов х/ч золота 751,6 кг. Россыпь состоит из трех шахтных полей, краткая характеристика в табл. 6.13.

Таблица 6.13

Характеристика шахтных полей

| Показатели | А | Б | В |
|---|---|---|---|
| Длина, м | 886 | 440 | 1236 |
| Средняя ширина, м | 80 | 51 | 39,6 |
| Запасы песков, тыс. $м^3$ | 139,0 | 58,1 | 106,1 |
| Среднее содержание, $г/м^3$ | 2,870 | 2,117 | 2,480 |
| Запасы золота, х/ч, кг | 398,9 | 123,0 | 229,7 |

Вскрытие шахтных полей в проекте принято наклонными стволами.

Балансовые запасы шахтного поля № А, также частично вскрыты и подготовлены наклонными стволами № 1 и 2. В проекте рассматривается проходка стволов № 3 и № 4.

На шахтном поле № Б предусматривается пройти стволы № 5 и № 6.

Наклонные стволы проходятся под углом 18–21° к горизонту. Ширина стволов в свету 3,8 м (в проходке 4,3 м), исходя из скреперной дорожки и прохода для людей. Высота стволов 1,9 м (в проходке 2,1 м). Площадь сечения в проходке 9,03 $м^2$.

В проекте принята система разработки поперечными камерами – лавами (забой лавы расположен в крест простирания россыпи, а продвижение его – по простиранию). Длина камер-лав колеблется от 25 до 70 м, в зависимости от ширины россыпи, в среднем составляет 50 м.

Проектом принят пролет камеры равный 20 м.

Ширина сплошных ленточных целиков для такой ширины камеры по расчету составляет 2,6 м, а в проекте принята 3 м. Ширина целиков около штрековых и панельных также 3 м, охранные целики около стволов приняты –10 м.

В качестве основной крепи очистного пространства камеры-лавы принята кустовая крепь из трех деревянных стоек диаметром 16–18 см. Расстояние между кустами в ряду – 3 м, отставание крепи от забоя до 7 м.

Календарный план отработки шахтного поля составлен на основе объемов горных работ по проходке вскрывающих и подготовительных выработок. Скорости проходки приняты по расчетным комплексным нормам времени, производительность лавы – на основе расчетной циклограммы работы лавы. Подземные горные работы планируется проводить с 15 октября по 20 мая продолжительностью 209 сут. Промывка песков с июня по сентябрь. Годовая производительность шахты по пескам принята в объеме 60 тыс. м$^3$.

Проектом предусматриваются для промывки отвалов песков, добытых в зимний период подземным способом на поверхности шахты следующий комплекс оборудования:

| | |
|---|---|
| Бульдозер D-355A | 1 шт. |
| Бульдозер ДЗ-171.01 (Т1701) | 3 шт. |
| Автопогрузчик Н-400 | 1 шт. |
| Автосамосвал БелАЗ-7540 | 2 шт. |
| Промприбор ПГШ-П-50 | 1 шт. |

Объемы обеспечивающих промывку песков, добытых подземным способом, представлены в табл. 6.14.

Таблица 6.14

Объемы работ на поверхности для промывки песков, тыс. м$^3$

| № п/п | Наименование горных работ | Объем |
|---|---|---|
| 1. Горно-подготовительные работы | | |
| 1.1. | Очистка площадей от леса и мелколесья, га | 6,8 |
| 1.2. | Рыхление мерзлоты | 1,4 |
| 1.3. | Гидротехнические сооружения | 20,8 |
| 1.4. | Инженерные работы | 50 |
| 1.5. | Неучтенные работы | 30,0 |
| | Итого ГПР | 72,8 |
| 2. Транспортировка и промывка песков (добыча) | | |
| 2.1. | Рыхление песков | 182,0 |
| 2.2. | Окучивание песков | 136,4 |
| 2.3. | Погрузка песков | 303,1 |
| 2.4. | Транспортировка песков | 303,1 |
| 2.5. | Подача песков на промывку | 303,1 |

| № п/п | Наименование горных работ | Объем |
|---|---|---|
| 2.6. | Промывка песков | 303,1 |
| 2.7. | Разваловка хвостов промывки песков | 182,0 |
| | Итого работ | 2015,9 |
| 3. Горнотехническая рекультивация | | |
| 3.1. | Общий объем работ по рекультивации | 39,2 |
| Всего горных работ | | 2127,9 |

В проекте рассчитана производительность и количество основного горно-транспортного оборудования при разработке золотоносной россыпи по «Единым нормам выработки и времени на разработку месторождений открытым способом» (Магадан, 1991).

Численность рабочих определена в соответствии с проектными объемами работ, использования «Единого тарифно-квалификационного справочника» (вып. 4. М., 1986). Календарный график отработки месторождения составлен на 2 года с разбивкой на каждый год по номерам блоков и категории запасов.

Численность рабочих на подземных работах: явочная – 40 человек, а списочная – 55,7.

Численность рабочих на поверхности для промывки песков: явочная – 19, списочная – 16,562.

На вспомогательном и подсобном производстве: явочная – 21, списочная – 23,52.

Всего ППП: явочная – 94 человека, списочная – 110,22.

Ожидаемые технико-экономические показатели представлены в табл. 6.15. Средняя цена реализации принята – 1213,59 р. за грамм и себестоимость 1 г золота по месторождению – 1098,82 р.

Таблица 6.15

Ожидаемые технико-экономические показатели

| № п/п | Наименование показателей | Единица измерения | Количество |
|---|---|---|---|
| 1 | Объем песков | тыс. $м^3$ | 303,1 |
| 2 | Извлекаемые запасы золота (х/чист.) | кг | 751,6 |
| 3 | Годовая производственная мощность шахты,<br>В том числе очистные работы; подготовительные работы | тыс. $м^3$ | 60<br>45<br>15 |
| 4 | Объемы подземных песков, всего:<br>в том числе:<br>– шахтное поле № 1<br>– шахтное поле № 2<br>– шахтное поле № 3 | тыс. $м^3$ | 303,1<br>139<br>58,1<br>106,0 |
| 5 | Срок отработки месторождения | лет | 6 |
| 6 | Цена реализации 1 г золота | р. | 1213,59 |
| 7 | Себестоимость 1 г золота | р. | 1098,82 |
| 8 | Стоимость готовой продукции за период отработки | тыс. р. | 912134,244 |
| 9 | Эксплуатационные затраты за период отработки | тыс. р. | 825873,112 |

| № п/п | Наименование показателей | Единица измерения | Количество |
|---|---|---|---|
| 10 | Балансовая прибыль | тыс. р. | 86261,132 |
| 11 | Налог на прибыль (20 %) | тыс. р. | 17252,226 |
| 12 | Чистая прибыль | тыс. р. | 69008,9 |
| 13 | Рентабельность | % | 8,35 |

В расчетах принято, что очистные подземные работы будут проводиться в зимний период. Это условлено стремлением повышения устойчивости кровли. Пески в зимний период будут складироваться в отвалы и промерзать.

Показатели эффективности настоящего инвестиционного проекта свидетельствуют о том, что проект может быть реализован, так как чистая прибыль составляет 69008,9 тыс. р., а рентабельность освоения запасов россыпного золота составляет – 8,35 %.

# Раздел 7. УЧЕТ ФАКТОРОВ РИСКА ПРИ ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

## 7.1. ПОНЯТИЕ РИСКА И ЕГО ПРИРОДА. СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ВИДОВ РИСКА

Проблема риска, предупреждение рисковых ситуаций и смягчение последствий этих ситуаций преследовали человечество за все время его существования. Однако решением этих проблем стали заниматься только последние сорок лет.

Происхождение слова «риск» от английского *risk,* пришло в англоязычную литературу в середине XVIII в. из Франции как слово *risqué* (опасный, сомнительный). Английское слово *risk* начало использоваться около 1830 г. в страховых операциях, и примерно в течение столетия эти два слова существовали параллельно. И только в XX в. *risqué* стало шуточным словом для обозначения нарушений закона, с слово *risk* окончательно утвердилось в деловой практике и как экономическое понятие.

Определение риска включает в себя необходимость анализа причинно-следственных связей процесса, выявление возможных направлений изменения этих причин, рассмотрение вариантов снижения последствий.

При этом важно дать количественную оценку риску, которая включают:

– определение объекта, подверженному угрозе риска;

– выявление вероятностей для нежелательных последствий;

– объединение компонент риска посредством умножения вероятностей;

– количественное выражение риска умножением вероятностей на величину последствий[1].

Горное производство относится к категории производств с повышенным риском. Все многовековая история добычи полезных ископаемых позволила горнякам создавать такие технологии разработки месторождений, которые снижали бы риск отработки природного массива до разумных пределов. И только во второй половине XX в. горное искусство отработки месторождений полезных ископаемых преобразовалось в горную науку, которая позволила установить законы и закономерности ведения горных работ с учетом оценки горно-геологических и горнотехнических условий. При этом влияние риска не только не уменьшилось, а в ряде случаев и возросло, вследствие более высокой интенсивности отработки месторождений, увеличением глубины добычи, ухудшения горно-геологических и горнотехнических условий.

Специфика золотодобычи характеризуется тем, что золото является одновременно сырьевым товаром, обращаемым на мировых товарных рынках, частью резервов государственных банков и может быть принято в качестве расчетов по денежным обязательствам. Наличие достаточных резервов золота явля-

[1] Петросов А. А., Мангуш К. С. Экономические риски горного производства : учеб. пособие. М. : Изд-во МГГУ, 2002. 142 с.

ется частью мер по обеспечению стабильности национальных валют. Поэтому рост запасов и объемов производства золота требуют особого внимания, прежде всего на государственном уровне.

Нестабильность мирового фондового рынка и постоянный спрос со стороны промышленных потребителей привели в последние годы к значительному росту потребности в золотодобыче. В частности цена золота с 2001 по 2012 г. повысилась с 250 до 1770 дол./унц, а с 2012 г. падает с 1770 до 1200 дол./тройскую унцию. На этом фоне наметилось несколько тенденций.

Во-первых, запасы полезных ископаемых истощаются. Это ведет к тому, что осуществляется постепенный переход на добычу золота из россыпей на добычу из рудных месторождений.

Такие месторождения предполагают большие объемы инвестиций и более высокую производственную себестоимость. Вследствие этого, руководству предприятия требуется система оценки эффективности оперативной деятельности для снижения затрат или повышения производительности труда.

Во-вторых, добыча золота в России обеспечивается в немалой степени небольшими производствами. Для восполнения потерь после их закрытия требуется ввод в эксплуатацию новых месторождений и оперативный прирост запасов на существующих объектах, что вызывает необходимость привлечения инвестиций, и как следствие, оценки инвестиционной привлекательности предприятий.

Третья тенденция состоит в том, что на развитие горных компаний все большее влияние оказывает удаленность месторождений и перспективных участков, слаборазвитая инфраструктура. В удаленных районах нет постоянных дорог, существует дефицит электроэнергии, водных ресурсов. Это снижает инвестиционную привлекательность месторождений, так как требует дополнительных капитальных затрат и приводит к увеличению рисков при инвестировании.

Вышеописанные факторы позволяют сделать вывод о крайней важности отрасли для государства и мировой экономики. Проблемы рентабельности производства и дефицита запасов повышают риск снижения добычи в перспективе, что влечет дефицит сырья в экономике. Развитие новых месторождений требует привлечения инвестиций. Разработка экономико-математической модели и инструментария оценки инвестиционной привлекательности золотодобывающего предприятия.

В области общей теории рисков написано много работ, посвященных как оценке рисков, так и их классификации и систематизации, некоторые из них будут рассмотрены в последующих параграфах.

Существующие предложения по систематизации объединяет одна черта: виды риска разделяются по источникам возникновения неблагоприятных событий. Несмотря на это, число таких предложений достаточно велико. В большинстве случаев их отличия заключаются в количестве учитываемых источников риска.

К настоящему времени в рискологии и риск-менеджменте сложилось достаточно устойчивое представление о детализации спектра рисков в рамках обособленного нами системного подхода (объективные и субъективные обстоя-

тельства). Для примера в ряде работ указываются на следующие группы опасностей и угроз, приводящих к риску в предпринимательской деятельности:

– объективные риски (природные явления, техногенные риски и т. д.);

– политические и социально-политические изменения (в социально-экономическом строе, формах собственности, законах, землепользовании, ценообразовании, налогообложении и т. д.);

– рыночные риски (изменение рыночной конъюнктуры, сырьевой базы, валютных курсов и потребительского спроса, нерасчетной инфляции и т. д.);

– ошибки и просчеты при разработке проектов (недостаток времени из-за нереального планирования, нехватка рабочей силы и материалов и др.);

– срывы планов работ (слабое управление, неожиданная замена руководства, неквалифицированный персонал, забастовки, срывы поставок материалов и комплектующих и др.).

В работе Малашихиной приводятся различные классификации рисков:

– по субъектно-объектным признакам и условиям возникновения;

– по содержанию и возможным последствиям;

– страновые риски;

– политические риски;

– производственные риски (невыполнения хозяйственных договоров;

– изменения конъюнктуры рынка; усиления конкуренции; возникновения непредвиденных затрат и снижения доходов; потери имущества предприятия; невостребованности произведенной продукции; форс-мажорные риски);

– коммерческие и финансовые риски (валютные, инвестиционные, инфляционные, системные, риски ликвидности, кредитные, региональные, отраслевые, риски предприятия, инновационные риски и т. д.).

Учитывая специфику горной промышленности выделяются особенные виды рисков, в том числе при оценке горных проектов.

Так, например, в работе[1] выделяются два типа риска при оценке горных проектов:

– риск, связанный с физическими характеристиками рудного тела;

– риск, связанный с непредвиденными событиями в будущем.

Первый тип риска обусловлен неопределенностью геологической информации о месторождении, второй отражает возможные неподтверждения цен на сырье, первоначальных и дополнительных капиталовложений, текущих затрат, изменение налогового законодательства, государственной политики в отношении форм собственности на минеральное сырье.

В процессе инвестирования в горные предприятия банки также стремятся определить источники риска. Так, канадские банки выделяют три категории риска:

– *технический риск* – возникает из-за неопределенности, связанной с техническими характеристиками проекта, начиная с оценки качества рудного тела

[1] Borguez G. V., Thompson J. V. Feasibility studies // Surface mining. 2nd ed. Colorado, SME, 1990. P. 412–423.

до производительности горного предприятия по концентрату или другому продукту с учетом качества концентрата и затрат на его производство;

– *коммерческий риск* – связан с неопределенностью прогноза цен на металлы;

– *финансовый риск* – возникает в результате относительного движения валют и курсов обмена, которые могут влиять как на доходы, так и на расходы и в конечном итоге – на поток денежных средств при реализации проекта.

Наиболее развернутая и детальная характеристика видов риска согласно данным работы[1] приведена в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Классификация видов риска

| ВИДЫ РИСКА | ИСТОЧНИКИ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ |
|---|---|
| **Риск, присущий горным проектам** | Запасы полезного ископаемого (объем, срок эксплуатации, качество)<br>Содержание полезного ископаемого в руде<br>Способ разработки (границы карьера, потери, разубоживание)<br>Способ обогащения (извлечение, потребление реагентов и др.)<br>Период строительства (затраты, график, возможные задержки сроков)<br>Требования к охране окружающей среды<br>Новые технологии<br>Оценка затрат (капитальных и текущих)<br>Цены на продукцию и состояние рынка |
| **Государственный риск:** политический | Стабильность правительства<br>Профессионализм правительства<br>Конституционный риск<br>Политика в области иностранных инвестиций (риск национализации)<br>Иностранная политика<br>Нестабильность налоговой системы<br>Политика в области защиты окружающей среды |
| **географический** | Транспорт, климат |
| **экономический** | Стабильность валюты<br>Ограничения коэффициентов при конвертировании валют |
| **социальный** | Распределение доходов<br>Этнические и религиозные особенности<br>Уровень грамотности<br>Коррумпированность<br>Трудовые отношения |

Интересным является разделение видов риска на систематический и несистематический. Такое разделение используется при учете риска с помощью модели оценки стоимости основного капитала (CAPM). *Систематический риск* – это риск, который не может быть снижен или полностью исключен путем диверсификации. К *несистематическому* виду относят риск, который мо-

[1] Petrick A., Jr. Mineral Investment and Finance // Economics of the Mineral Industries. 4th ed. N. Y. SME 1985. P. 246–249.

жет быть снижен или полностью исключен путем диверсификации портфеля инвестиционных проектов.

**К систематическим** видам риска относится *рыночный риск*, который характеризуется неспособностью полностью реализовать всю произведенную продукцию или возможность непредвиденного изменения цен на сырье. Этот риск зависит от структуры затрат производителя и его способности контролировать цену своей продукции. Например, для производителя с высокой долей условно-постоянных затрат характерны гораздо большие флуктуации прибыли, чем для производителя с низкими постоянными затратами в общей структуре затрат. Поскольку существует тесная связь между рыночным риском и экономическими условиями, этот вид риска относят к систематическому и учитывают его с помощью коэффициента дисконтирования.

**К несистематическим** видам риска относятся:

– **Риск**, связанный с оценкой запасов месторождения, который индивидуален и не зависит от глобальных экономических изменений.

– **Риск**, связанный с неподтверждением затрат и сроков проектирования, ввода в действие оборудования и предприятия в целом.

– **Производственный риск**, который включает элементы, приводящие к изменению затрат на производство или к перебоям в выпуске продукции из-за аварийных простоев оборудования и забастовок работников. Этот вид риска также уникален для различных проектов, поэтому может быть снижен за счет диверсификации инвестиционного портфеля и не является систематическим. Однако в определенной степени риск, связанный с затратами на труд, зависит от общих экономических условий и поэтому может рассматриваться как систематический.

– **Политический риск,** отражающий влияние государства на денежные потоки от реализации проекта. Обычно это наименее предсказуемая категория риска, не позволяющая утверждать, является ли этот вид риска систематическим или нет. В большинстве случаев считают, что этот вид риска индивидуален для проекта и может быть снижен с помощью диверсификации.

Как видно из приведенных выше рассуждений, систематизация видов риска чаще всего основана на источниках неопределенности, и только последний подход основывается на учете возможностей снижения риска с помощью одного из наиболее распространенных способов снижения риска – диверсификации.

Для того чтобы классифицировать риски, необходимо принять допущения о степени детализации и уточнить, что теряем и где. Рассматривая горнодобывающие предприятия в рыночной среде, будем оперировать его главными показателями: предприятие может терять прибыль, оборотные средства, амортизационные отчисления, инвестиции, накопления в различного рода финансовых активах.

Изменения в спросе на продукцию представляют для предприятия внешний риск и могут иметь последствиями потерю прибыли при ограничениях по объему производства или потерю прибыли и части оборотных средств при относительном росте цен факторов производства.

На рынке рабочей силы могут происходить изменения в сторону роста заработной платы и, при относительном росте цены этого фактора производства, могут теряться прибыль и оборотные средства. Это внешний риск для предприятия. Недостаточная квалификация и некомпетентность рабочей силы представляет для предприятия внутренний риск. Изменения на финансово-кредитном рынке представляют для предприятия внешний риск, в результате которого предприятие может терять оборотные средства, инвестиции, накопления. Изменения в фискальной политике государства представляют внешний риск и могут привести к потере прибыли и угнетающе действовать на спрос. Также действия государства на кредитно-финансовый рынок, инвестиционную активность, внешнеэкономическую деятельность, уровень заработной платы и другие изменения в предложении представляют собой внутренне-производственные риски, которые могут приводить к потере прибыли и амортизационных отчислений. Классификация рисков горнодобывающего предприятия по месту их возникновения (укрупненно) в рыночной среде представлена в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Классификация рисков предприятия по месту их возникновения в рыночной среде

| Рынки и элементы рыночной среды | Риск | Потери |
|---|---|---|
| Спрос, предложение | внешний<br>внутренний | Прибыль, оборотные средства<br>Прибыль, амортизация |
| Финансово-кредитный рынок | внешний | Оборотные средства, инвестиции, накопления |
| Рынок рабочей силы | внешний<br>внутренний | Потери прибыли и оборотных средств<br>Потери прибыли |
| Экономическая политика государства | внешний | Потери прибыли |

Предмет нашего анализа в данной классификации – внутрипроизводственный риск. Как уже отмечалось, при этом риске происходит потеря части прибыли, вся прибыль, вся прибыль и часть амортизации, вся прибыль и вся амортизация. Следовательно, можно классифицировать этот внутренний риск по уровню потерь. Примем, что угроза полной потери прибыли представляет собой допустимый риск. Допустимый потому, что при нулевой прибыли предприятие может нормально функционировать. Угроза полной потери прибыли и непокрытие затрат, т. е. части амортизации, которая за определенное время приводит к выбытию мощностей (справедливо будет связать эту часть амортизации с активными основными фондами) представляет собой критический риск. Угрозу полной потери прибыли и полной потери амортизации можно считать катастрофическим риском. Классификация внутреннего риска по уровню потерь представлена на рис. 7.1.

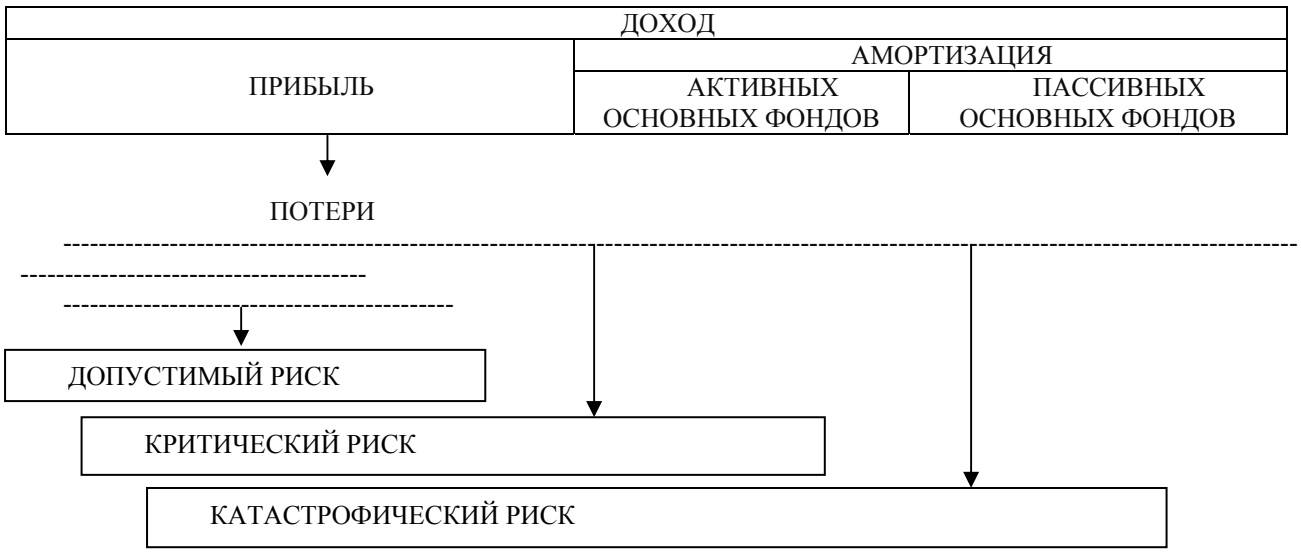



Рис. 7.1. Классификация риска по уровню потерь

При рассмотрении инвестиционных процессов и оценке их эффективности за допустимый риск, в исследуемой работе, будем принимать угрозу полной потери чистого дисконтированного дохода (что будет означать равенство дисконтированного потока инвестиций дисконтированному потоку амортизации по соответствующей норме дисконта). Инвестиции будут возвращены амортизацией за срок эксплуатации предприятия по учетной ставке процента. На величину потери прибыли могут оказывать влияние срок строительства, срок эксплуатации, учетная ставка процента.

## 7.2. КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫЙ АНАЛИЗ РИСКОВ ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

В настоящее время выбор исследователем, аналитиком того или иного подхода к анализу рисков проекта освоения рудного месторождения золота определяется задачами, решаемыми в ходе разработки инвестиционного проекта. Всякое вложение финансовых средств должно соответствовать двум принципам: во-первых, полного возмещения вложенной суммы; во-вторых, получения такой величины прибыли от вложенных денежных средств, которая может компенсировать неудобства, связанные с временным отказом от их альтернативного использования, а также учитывать форс-мажорные (рисковые) моменты реализации проекта освоения месторождения. Наиболее привлекательным является комплексный подход, предполагающий учет всего спектра вероятности возникновения риска и его количественной измеримости. Комплексный подход позволяет получить наиболее полное представление о возможных результатах реализации проекта, о всех позитивных и негативных последствиях, ожидающих инвестора, а также позволяет использовать математические методы, в том числе вероятностно-статистические, для анализа и количественной оценки проектных рисков.

*Классификация методов исследования проектных рисков*

Математический аппарат анализа рисков, применяемый в настоящее время, чаще всего опирается на методы теории вероятностей, хотя существуют и другие подходы к математическому моделированию в названной области.

В теории рисков принято выделять следующие виды математических моделей: прямые, обратные и исследования чувствительности. В прямых задачах оценку уровня риска осуществляют на основании априори известной информации. В обратных задачах для удовлетворения заданных ограничений на уровень приемлемого риска устанавливают ограничения на один или несколько варьируемых исходных параметров.

Основная идея метода исследования чувствительности в связи с неточностью исходной информации состоит в анализе степени изменяемости результативных критериальных показателей по отношению к варьируемым параметрам моделей (распределению вероятностей, области изменения величин и т. п.). Мера чувствительности инвестиционного проекта отражает степень достоверности результатов, полученных при анализе проектных рисков. В случае их недостаточности проектный аналитик уточняет наиболее значимые параметры, влияющие на искажение результата, изменяет методы обработки исходных данных с целью уменьшения чувствительности результата, изменяет математическую модель анализа проектных рисков, отказывается от проведения количественного анализа проектных рисков.

Наибольшее применение для анализа рисков инвестиционного проекта в настоящее время находят следующие классы математических моделей, учитывающие неопределенность и различающиеся по способам ее описания, это стохастические модели и нестахастические (игровые).

Анализ зарубежной литературы в области исследования проектных рисков позволяет классифицировать существующие методы и связанные с ними модели по следующим направлениям (подходам):

*А*. В зависимости от привлечения вероятностных распределений:

1) методы без учёта распределений вероятностей;

2) методы с учётом распределений вероятностей.

*Б.* В зависимости от учета вероятности реализация каждого отдельного значения переменной и проведения всего процесса анализа с учетом распределения вероятностей:

1) вероятностные методы;

2) выборочные методы.

*В*. В зависимости от способов нахождения результирующих показателей по построенной модели:

1) аналитический метод;

2) имитационный метод.

Признаком подхода *А* является использование для каждой стохастической величины лишь одного ее значения. Цель такого «сгущения» риска экзогенной переменной – получение возможности применения методов, разработанных для анализа в ситуации определенности без каких-либо изменений.

Результатом расчетов по модели, сконструированной для подхода *Б*, будет не отдельное значение результирующей переменной, а распределение вероятностей.

Вероятностные методы предполагают, что построения и расчеты по модели осуществляются в соответствии с принципами теории вероятностей, тогда как в случае выборочных методов это делается путем расчетов по выборкам.

Характерной чертой подхода Б является использование методов моделирования принятия решений. На этом пути выделяют целевой, оптимизационный и системный подходы.

Целевому подходу свойственно четкое задание целей при конструировании модели. Любое изменение целевых показателей ведет к реконструкции самой модели и требует новых расчетов, что связано с дополнительными затратами. Применение данного подхода наиболее целесообразно в случае необходимости постоянного принятия решения в аналогичных ситуациях с точно заданными целями.

Системный подход связан с построением модели, направленной исключительно на отражение реальности, а не сформулированной системы целей. В результате оценки расчетов по такой модели формируется описание поведения реальной системы, однако оптимальная стратегия действий не формируется. Затем выбирается система целей и становится возможным принятие решения с помощью прогнозной информации о поведении системы и сделанных предположений. Возникающие в процессе инвестиционного проектирования изменения целей не приводят к изменению модели и не требуют новых расчетов.

Подход В выделяет имитационный и аналитический способы нахождения результирующих показателей по построенной модели.

Аналитический способ получения результатов осуществляется непосредственно на основе значений экзогенных переменных (переменных, которые не входят в качестве зависимых переменных ни в одно уравнение структурной модели). К его преимуществам относится быстрота нахождения решения, к недостаткам – необходимость адаптации поставленной задачи к имеющемуся в распоряжении математическому аппарату и сложность в понимании расчётов.

Имитационный способ базируется на пошаговом нахождении значения результирующего показателя за счет проведения многократных опытов с моделью. Основные его преимущества – прозрачность всех расчетов, простота восприятия и оценки результатов анализа проекта всеми участниками процесса планирования. В качестве одного из серьезных недостатков этого способа необходимо указать существенные затраты на расчеты, связанные с большим объемом выходной информации.

Ориентируясь на рассмотренную классификацию, проанализируем взаимодополняющие качественный и количественный подходы к оценке проектного риска.

*Качественный подход к анализу проектных рисков*

Методика качественной оценки рисков проекта внешне представляется очень простой – описательной, но, по существу, она должна привести аналити-

ка-исследователя к количественному результату, к стоимостной оценке выявленных рисков, их негативных последствий и «стабилизационных» мероприятий. Главная задача качественного подхода – выявить и идентифицировать возможные виды проектных рисков, свойственных рассматриваемому проекту; определить и описать причины и факторы, влияющие на уровень конкретного вида риска. Кроме того, необходимо описать и дать стоимостную оценку всех возможных последствий гипотетической реализации выявленных рисков и предложить мероприятия по минимизации и/или компенсации этих последствий на основе расчета стоимостной оценки этих мероприятий.

Качественный анализ проектных рисков проводится на стадии разработки бизнес-плана, а обязательная комплексная экспертиза инвестиционного проекта позволяет подготовить обширную информацию для анализа его рисков. В процессе качественного анализа проектных рисков важно исследовать причины их возникновения и факторы, способствующие их динамике, что связано с описанием всех возможных последствий проектных рисков и их стоимостной оценкой. Поскольку расчеты проектной эффективности базируются на построении ее денежных потоков, величина которых может измениться в результате каждого из отмеченных рисков, для проектного аналитика важна именно эта количественная, выраженная в стоимостных показателях, оценка последствий и предлагаемых минимизирующих и компенсирующих риск мероприятий.

Важно правильно выбрать способы, позволяющие снизить проектный риск. К их числу следует отнести диверсификацию, в том числе размывание, распределение усилий предприятия между видами деятельности, результаты которых непосредственно связаны между собой.

Любое инвестиционное решение, связанное с конкретным проектом, требует от лица, принимающего решение, рассматривать проект во взаимосвязи с другими проектами и с уже имеющимися видами деятельности предприятия. Теоретически для снижения риска желательно планировать производство таких товаров и услуг, спрос на которые изменяется в противоположных направлениях. Однако для условий освоения рудных месторождений такая диверсификация проблематична.

Эффективным способом снижения проектного риска является его распределение между участниками. Логичнее всего при этом сделать ответственным за конкретный вид риска того из участников, который обладает возможностью точнее и качественнее рассчитывать и контролировать данный риск.

Распределение риска оформляется при разработке финансового плана проекта и контрактных документов. Так, для реализации проекта освоения золоторудного месторождения привлекается ряд организаций: геологоразведочные, буровые, строительные, транспортные, предприятия горнорудного машиностроения и другие, каждая из которых может использовать ограниченные возможности для компенсации риска, не подвергая опасности свое существование. Этот фактор следует учитывать при решении вопросов, связанных с диверсификацией риска.

Проблема распределения риска связана с наличием в инвестиционном проекте по меньшей мере двух участников: продавца и покупателя или заказчи-

ка и исполнителя (подрядчика), интересы которых различны. Такая двойственность создает возможность моделирования ситуаций с помощью теории игр.

Возможным способом снижения риска является его страхование, которое состоит, по существу, в передаче определенных рисков страховой компании. Зарубежная практика страхования использует полное страхование инвестиционных проектов. Условия российской действительности позволяют только частично страховать риски проекта: здания, оборудование, персонал, экстремальные ситуации.

Важную роль в снижении рисков проекта освоения золоторудного месторождения играет **приобретение дополнительной информации.** *Цель такого приобретения* – уточнение параметров проекта, повышение уровня надежности и достоверности исходной информации, что позволит снизить вероятность принятия неэффективного решения. Способы получения дополнительной информации включают ее приобретение у других организаций (предприятий, научно-исследовательских и проектных организаций, консалтинговых фирм и т. д.), проведение дополнительного эксперимента и т. д.

Как показывает практика проектирования и эксплуатации рудников, исходная информация для решения технико-экономических задач в горно-рудной промышленности, в частности для оценки месторождений, определения производственной мощности рудника, выбора способов вскрытия и подготовки имеет стохастический (вероятностный) характер. Поэтому и результаты того или иного решения также подтверждаются на практике неточно, а лишь с определенной вероятностью и в большинстве случаев с некоторыми отклонениями в большую или меньшую сторону. Достоверность исходной информации во многих случаях оказывается недостаточной, особенно при разработке месторождений сложного строения и при больших сроках отработки. Невысокой достоверностью обычно отличаются данные по запасам месторождений, по содержанию в них полезных и вредных компонентов, а также многие другие технико-экономические показатели. Несмотря на это, применяемые расчетные методы обычно не учитывают вероятностного характера многих исходных данных, надежность которых не превышает 60–80 %. Часто применительно к месторождениям цветных металлов и золота, особенно сложных месторождений с неравномерным оруденением, данные по запасам и содержанию в них металлов подтверждаются лишь на 50–70 %. В других случаях в процессе освоения и доразведки имеет место некоторое увеличение запасов в 1,2–1,5 раза и более, по сравнению с теми, на основе которых представлен проект.

Возможная ошибка оценки запасов в ±35 % заложена действующими инструкциями. Согласно официальным требованиям, наиболее простым по строению рудным месторождениях необходимо иметь в структуре запасов 10 % категории А и 20 % категории В, остальные запасы могут быть категории $C_1$ и $C_2$. Если допустимая ошибка в определении величины запасов категории А равна ±10–15 %, категории В ±20–30 %, а $C_1$ ±30–60 % и $C_2$ ±60–90 %, то это уже предопределяет среднюю ошибку по таким запасам не менее ±40–45 %. Это требует вероятностного подхода к решению таких задач, как определение производ-

ственной мощности рудника, обоснование схем и параметров вскрытия и подготовки запасов, способов и систем разработки. Кроме этого имеют место ошибки в определении содержания полезных компонентов, для золоторудных жильных месторождений коэффициент вариации содержаний золота по бороздовым пробам подготовительных жильных штреков достигает 250 % и более (месторождение Токур). Невыдержанность угла падения и мощности рудных тел обусловливают погрешности определения их средних величин в пределах ±10–20 % и более. Объективно присутствуют погрешности в расчете других показателей технико-экономического характера. Достоверность и надежность соответствия этих показателей фактическим значениям также весьма условна. Практически все основные показатели, такие, как величина капитальных затрат, себестоимость добычи руды и ее переработки, содержание полезных компонентов в руде разных горизонтов, потери и разубоживание руды, рыночные цены на полезные ископаемые, производительность труда и т. п. со временем существенно меняются. Эти изменения технико-экономических показателей тем больше, чем больше период, на который рассчитано применение проекта. При этом на разных месторождениях технико-экономические показатели меняются поразному.

В результате использования недостаточно достоверных данных, в частности, при оценке месторождений, определении производственной мощности, выборе элементов системы вскрытия и подготовки без должной количественной оценки степени их надёжности, примерно в такой же степени недостаточно достоверными получаются и проектные решения, в том числе и решения по обоснованию главных параметров рудника. Без достоверного определения величины запасов и содержания в них полезных компонентов не может быть достоверно определена производственная мощность рудника, а значит и экономическая оценка проекта. Метод определения производственной мощности рудника по горным возможностям, который наиболее широко применяется в практике проектирования, при всей его простоте и универсальности основан на использовании недостаточно достоверных горно-геологических данных, включая показатели потерь, разубоживания руды и годового понижения горных работ. Вопреки их вероятностному (стохастическому) характеру эти данные принимаются к расчету как детерминированные. Поэтому в результате расчетов производственная мощность рудника часто оказывается либо завышенной, либо заниженной по сравнению с производственной мощностью, оптимальной по стоимостным критериям. Завышенная проектная производственная мощность рудника имеет место при неподтвержденных данных о запасах месторождения и содержании в них полезных компонентов. Заниженная проектная мощность характерна для месторождений, запасы которых оказываются больше принятых в проекте.

При завышении производственной мощности остаются неиспользованными затраты в виде перерасходованных капитальных вложений, неадекватных эксплутационных затрат трудовых, материальных и энергетических ресурсов. При занижении возникают потери прибыли от недоиспользованных производственных и финансовых вложений, потери от неиспользованных возможностей и этот ущерб тем больше, чем больше срок прогнозирования и масштаб место-

рождения. По мере их роста увеличивается и степень ответственности за правильность решения, поэтому отказ от упрощенных методов оптимизации параметров горных работ и любое их усложнение с применением вероятностных методов с учетом современных возможностей экономико-математического моделирования и вычислительной техники являются оправданными.

**Резервирование** средств на покрытие непредвиденных расходов также является одним из распространенных способов снижения риска инвестиционного проекта. Зарубежный опыт допускает увеличение стоимости проекта от 7 до 12 % за счет резервирования средств на форс-мажор. Резервирование средств предусматривает установление определенного соотношения между потенциальными рисками, изменяющими стоимость проекта, и размером расходов, связанных с преодолением нарушений в ходе его реализации.

*Количественные методы анализа рисков проекта*

**Количественный анализ** рисков предполагает численное определение величин отдельных рисков и риска проекта в целом. Количественный анализ значительно сложнее качественного и базируется на теории вероятностей, математической статистике, теории исследования операций.

Для осуществления количественного анализа проектных рисков необходимы следующие условия:

– наличие базисного варианта расчёта проекта;

– проведение полноценного предварительного качественного анализа.

Задача количественного анализа состоит в численном измерении влияния изменений рискованных факторов проекта на поведение критериев эффективности проекта. Наиболее часто встречающимися методами количественного анализа рисков проекта при использовании для расчетов вероятностных оценок являются анализ чувствительности (уязвимости), анализ сценариев и имитационное моделирование рисков по методу Монте-Карло.

В ходе **анализа чувствительности (уязвимости)** происходит последовательно-единичное изменение всех проверяемых на рискованность переменных: каждый раз только одна из переменных меняет свое значение на прогнозное – вероятностную величину, на основе которой пересчитывается новое значение принятого критерия.

В международной практике широко используется **анализ точки безубыточности** (breakeven point analysis), который является простейшим способом, позволяющим проводить грубую оценку рисков проекта, и одним из элементов финансовой информации, используемой при оценке эффективности инвестиционных проектов.

**Анализом безубыточности** называется исследование взаимосвязи объема производства, себестоимости и прибыли при их изменении в процессе производства. Целью такого анализа является выявление сбалансированного соотношения между издержками, объемом производства и прибылью, в конечном счете – нахождение объема реализации, необходимого для возмещения издержек.

Проведение анализа безубыточности представляет собой моделирование реального процесса и базируется на следующих исходных предпосылках:

1. Неизменность цен реализации и цен на потребляемые производственные ресурсы.

2. Разделение затрат предприятия на постоянные, которые остаются неизменными при незначительных изменениях объема производства, и переменные, изменение которых предполагается пропорционально объему.

3. Пропорциональность поступающей выручки и объемов реализации.

4. Существование единственной точки критического объема производства.

5. Равенство объёма производства объему реализации.

6. Постоянство ассортимента изделий в случае выпуска продукции нескольких наименований.

Как видно, описанная система предпосылок является весьма жесткой, что, естественно, не может не сказаться на точности результатов работы с моделью.

Анализ точки безубыточности может иметь графическую и аналитическую формы. В первом случае – это график взаимосвязи между названными показателями, где объем реализации, необходимый для возмещения издержек, характеризуется особой точкой – точкой критического объема производства (точка безубыточности). При таком объёме выпуска предприятие не получает ни прибыли, ни убытка, а выручка от реализации продукции равна ее полной себестоимости (издержкам).

Аналитический подход предполагает выявление воздействия на прибыль изменений в объеме продаж *(Q)*. Элементами, которые определяют соотношение между этими переменными, являются: цена единицы продукции *(P)*, переменные затраты на единицу продукции *(V)* и постоянные затраты на единицу продукции *(C)*.

Общие затраты, равные сумме постоянных и переменных затрат, составляют величину *(VQ + C)*; выручка равна величине *(PQ)*. В точке безубыточности *(Q*)* соблюдается равенство общих затрат и выручки, т. е. $PQ^* = VQ^* + C$.

Решая данное уравнение относительно величины объема производства продукции, обеспечивающего это равенство, получим:

Последовательно варьируя значения переменных в правой части этого выражения, можно проводить простейший анализ чувствительности.

$$Q^* = \frac{C}{P - V}.$$

Однако, как уже отмечалось, жесткая система исходных предпосылок и различные способы расчетов постоянных и переменных затрат (учет или неучет налогов, инфляция и т. д.) оказывают существенное влияние на конечный результат.

Следующим способом анализа чувствительности проекта может служить задача **математического программирования**.

Так, в качестве функционала такой модели можно рассмотреть аналог критерия NPV, а в качестве значений правых частей ограничений модели использовать лимиты ресурсов проекта в денежном выражении. Неизвестными в данной задаче будут стоимостные значения объемов проектной продукции или услуг.

На основании теории двойственности в математическом программировании можно построить задачу, двойственную к прямой, а полученные при ее решении так называемые двойственные переменные позволяют определить альтернативную стоимость используемых в проекте дефицитных ресурсов.

В ходе классического анализа чувствительности (уязвимости), применяемого к проекту, происходит последовательно-единичное изменение каждой переменной: только одна из переменных меняет свое значение на прогнозное число процентов и на этой основе пересчитывается новая величина используемого критерия (например, NPV или IRR). Затем оценивается изменение критерия по отношению к базисному случаю в процентах, рассчитывается показатель чувствительности, представляющий собой отношение процентного изменения критерия к изменению значения переменной на один процент (так называемая эластичность изменения показателя). Таким же образом исчисляются показатели чувствительности по каждой из остальных переменных.

На следующем шаге, используя результаты приведенных расчетов, осуществляют экспертное ранжирование переменных по степени важности (например, очень высокая, средняя, невысокая) и экспертную оценку прогнозируемости (предсказуемости) значений переменных (например, высокая, средняя, низкая). Далее эксперт может построить так называемую «матрицу чувствительности», позволяющую выделить наименее и наиболее рискованные для проекта переменные (показатели).

Очевидно, что анализ чувствительности – до некоторой степени экспертный метод. Кроме того, не анализируется связь (корреляция) между изменяемыми переменными.

Однако, несмотря на все преимущества – теоретическую прозрачность, простоту расчетов, экономико-математическую естественность результатов и наглядность их толкования (именно эти критерии лежат в основе его широкой практической применимости), метод анализа чувствительности имеет существенные недостатки. Первый и основной из них – его однофакторность, т. е. ориентация на изменение только одного фактора проекта, что приводит к недоучету возможной связи между отдельными факторами или к недоучету их корреляции.

Следующий метод, применяемый при количественной оценке риска, – **анализ сценариев** (Scenario analysis) – позволяет исправить этот недостаток, так как включает одновременное (параллельное) изменение факторов проекта, проверяемых на риск. По существу, этот метод анализа рисков инвестиционного проекта представляет собой развитие методики анализа чувствительности, заключающейся в одновременном непротиворечивом (реалистическом) изменении всей группы переменных проекта, проверяемых на риск.

В результате определяется воздействие одновременного изменения всех основных переменных проекта, характеризующих его денежные потоки, на критерии проектной эффективности. Важным преимуществом этого метода является тот факт, что отклонения параметров рассчитываются с учетом их взаимосвязей (корреляции).

В качестве возможных вариантов целесообразно построить не менее трех сценариев: пессимистический, оптимистический и наиболее вероятный (реалистический или средний).

Построение пессимистического сценария связано с ухудшением значений переменных параметров до определенного разумного уровня по сравнению с базовым (реалистичным). На основании полученных значений факторов (например, цен на продукцию, объемов производства, капитальных вложений, текущих издержек, налоговых платежей и т. д.) рассчитываются значения критериев эффективности проекта (NPV, IRR и др.) Полученные значения критериев эффективности сравниваются с их базисными значениями, и формулируются необходимые рекомендации. В основе рекомендаций лежит обязательное условие: даже в оптимистическом варианте нет возможности оставить проект для дальнейшего рассмотрения, если рассчитанное значение находится за пределами эффективности проекта (например, NPV проекта отрицательно), и, наоборот, при пессимистическом сценарии получение, например, положительного значения NPV позволяет эксперту говорить о приемлемости данного проекта.

Анализ чувствительности и сценарный анализ являются последовательными шагами в количественном анализе рисков, при этом последний позволяет избавиться от некоторых недостатков метода анализа чувствительности, однако следует отметить, что метод сценариев наиболее эффективно применим в случае, когда количество возможных значений NPV конечно. Вместе с тем, как правило, при проведении анализа рисков инвестиционного проекта эксперт сталкивается с неограниченным количеством различных вариантов развития событий. Далее будет рассмотрен вероятностно-статистический метод анализа проектных рисков (метод Монте-Карло). Это – имитационное моделирование, в основе которого лежит вероятностная оценка возникновения различных обстоятельств. Оно является наиболее трудоемким и дорогостоящим методом количественного анализа проектных рисков и базируется на приемах математической статистики.

Полезным дополнением к сценарному анализу может явиться расчет математических ожиданий критериев эффективности и сравнение их по отдельным проектам, если имеется возможность оценить вероятности развития каждого сценария.

**Риск-анализ** заключается в определении совокупного влияния отклонений многочисленных параметров проекта не только на диапазоны изменений критериев оценки проекта, но и на распределения вероятностей критериев оценки эффективности проекта.

При использовании наиболее распространенного метода риск-анализа его выполнение осуществляется в три этапа. На первом этапе определяются базовые значения параметров, на втором – оцениваются вероятности различных значений параметров и на третьем – с помощью имитационного моделирования распределения вероятностей значений параметров последние преобразуется в распределения вероятностей критериев оценки эффективности. В целом методология риск-анализа при разработке технико-экономического обоснования

изображена на рис. 7.2. При оценке вероятностей различных значений могут использоваться три способа.

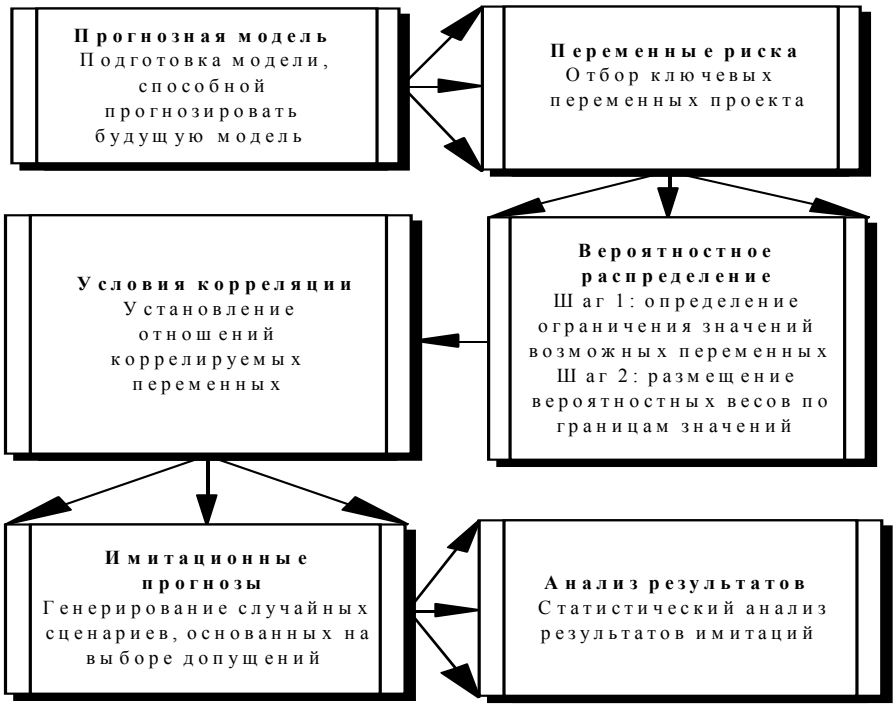



Рис. 7.2. Блок-схема процедуры использования метода Монте-Карло

Математическая вероятность распределения вероятностей базовых параметров задается в виде математически описанных функций распределения (нормальных, равновероятных, биномиальных и др.).

Статистически установленная вероятность распределения вероятностей при неизвестном законе распределения получается в результате аппроксимации фактических данных с помощью полиномов или в результате группировки данных по интервалам и определения их относительных частостей.

Субъективная вероятность вероятности событий или вероятности попадания параметров в те или иные интервалы значений задается на основании экспертных оценок с некоторой степенью доверительности.

Способ субъективных вероятностей часто используется для определения распределений вероятностей возможных затрат при проектировании новых горнодобывающих объектов. Уровень доверительности экспертных оценок параметров проекта связан с количеством доступной информации. Для получения кривых распределений, например затрат, выделяются основные компоненты затрат; эксперты высказывают суждения о доверительном интервале изменения параметра; рассчитывается средневзвешенный доверительный интервал для совокупности всех компонентов затрат; выделяются интервалы значений и их доверительные вероятности.

Заключительной операцией при выполнении риск-анализа является имитационное моделирование денежных потоков (cash flows) и определение кривых распределений вероятностей критериев оценки проекта – чистой дисконтированной стоимости (NPV) и внутренней нормы доходности (IRR).

На основании полученной кривой распределения вероятностей делаются выводы о математическом ожидании значения NPV и его доверительном интервале, о вероятностях попадания значений NPV, о вероятностях появления отрицательного значения NPV, т. е. убытков. При использовании установленного фирмой коэффициента дисконтирования может определяться нижняя граница эффективности (NPV при данном коэффициенте дисконтирования) и вероятности попадания NPV в область с более низкими значениями.

Проведение анализа рисков проекта требует использования компьютерной техники и программных продуктов. Реализация и построение моделей сценарного подхода возможны, например, на основе электронных таблиц типа Excel, QPRO, Lotus –123, что помогает значительно упростить работу.

**Метод Монте-Карло.** Датой рождения метода Монте-Карло принято считать 1949 г., когда американские ученые Н. Метрополис и С. Улам опубликовали статью «Метод Монте-Карло», в которой системно его изложили. Название метода связано с названием города Монте-Карло (государство Монако), где играют в рулетку – одно из простейших устройств для получения случайных чисел, на использовании которых и основан этот метод[1].

Метод Монте-Карло (иначе метод статистических испытаний) основан на моделировании случайных процессов с заданными характеристиками. Применение данного метода заключается в моделировании возможного изменения эффективности инвестиционного проекта с учетом риска и неопределенности. При этом на основе некоторых предположений выявляются основные параметры, влияющие на эффективность инвестиционного проекта. Затем строится распределение этих параметров каким-либо способом, например, с использованием исторических данных (при этом используются данные за предыдущие временные периоды) или данных, основанных на определенном сценарии развития событий (экономической, политической, социальной ситуации). После этого моделируется большое число возможных сценариев развития ситуации, строятся гистограммы полученных данных, из которых определяются искомые значения параметров с учетом риска и неопределенности, и далее рассчитываются значения эффективности инвестиционного проекта для каждого определенного значения параметра с учетом риска.

Имитационное моделирование по методу Монте-Карло позволяет построить математическую модель для проекта с неопределенными значениями параметров, и, зная вероятность распределения параметров проекта, а также связь между изменениями параметров (корреляцию), получить распределение доходности проекта. Блок-схема, представленная на рис. 7.2, отражает укрупненную схему работы с моделью[2].

Применение метода статистических испытаний Монте-Карло требует использования специальных математических пакетов (например, специализированного программного пакета гарвардского университета под названием Risk-

[1] Петросов А. А., Блудилин И. М. Основы прогнозирования горного производства. М. : Изд-во МГИ, 1980.

[2] Волков И., Грачёва М. В. Прогнозирование финансовых рисков. URL: www.BRE.ru.

Master), в то время, как метод сценариев может быть реализован при помощи калькулятора.

Анализ рисков с использованием метода имитационного моделирования Монте-Карло представляет собой «воссоединение» методов анализа чувствительности и анализа сценариев на базе теории вероятностей.

Результатом такого комплексного анализа выступает распределение вероятностей возможных результатов проекта (например, вероятность получения NPV<0).

Математическая сущность метода заключается в следующем: требуется найти значение *a* некоторого изучаемого параметра. Для этого выбирают такую случайную величину *X*, математическое ожидание которой равно *a*:

$$E(X)=a.$$

На практике поступают следующим образом: производят большое число испытаний, в результате которых получают *n* возможных значений *X*, вычисляют их среднее арифметическое:

$$\overline{x} = (\sum_{i=1}^{n} x_i) / n ,$$

и в соответствии с теоремой Я. Бернулли принимают $\overline{x}$ в качестве оценки приближенного значения $a^*$ искомого числа *a*: $a \approx a^* = \overline{x}$.

Метод Монте-Карло является наиболее точным и эффективным аналитическим методом при исследовании такой сложной экономической системы как инвестиционный проект. Этот метод имеет еще несколько важных преимуществ. Он не использует конкретную модель определения параметров и может быть легко перенастроен в соответствии с той или иной экономической ситуацией. С помощью метода Монте-Карло можно анализировать (моделировать) целые сценарии развития ситуации, что позволяет отслеживать изменение экономической эффективности (доходности) проекта, в зависимости от наступления того или иного рискового события.

К недостаткам метода Монте-Карло относится его медленная сходимость (это приводит к существенным затратам времени и вычислительных мощностей), сложность и трудоемкость расчетов. Что касается применения метода Монте-Карло с использованием ЭВМ, то следует отметить, что в настоящее время наиболее известным программным продуктом анализа риска инвестиционного проекта на основе метода Монте-Карло является «Monte-Carlo 2.0» фирмы Primavera. В результате использования данной программы пользователь получает следующие результаты анализа проекта:

– гистограмму распределения возможных перерасходов средств для каждого этапа инвестиционного проекта;

– гистограмму распределения возможных срывов календарных планов выполнения каждого этапа проекта;

– зоны распределения затрат по срокам реализации проекта;

– наименьшие, наибольшие и ожидаемые задержки в выполнении проекта, вызванные нехваткой ресурсов при их перерасходе на предыдущих этапах.

Таким образом, метод Монте-Карло отличается высокой надёжностью, и достаточной точностью, пригоден для анализа рисков инвестиционного проекта, но его применение требует качественной математической подготовки специалистов и достаточных финансовых и компьютерных ресурсов для приобретения программных продуктов и грамотных вычислений.

Учитывая все вышеизложенное, проанализируем результативность анализа рисков с помощью метода Монте-Карло (табл. 7.3)[1].

Таблица 7.3

Результативность метода Монте-Карло

| Полезность | Ограниченность |
|---|---|
| 1. **Совершенствует уровень принятия решений по малоприбыльным проектам.** Проект с малым значением NPV может быть принят, в случае если анализ рисков установит, что шансы получить удовлетворительный доход превосходят вероятность неприемлемых убытков.<br>2. **Помогает идентифицировать производственные возможности**. Анализ рисков помогает сэкономить деньги, потраченные на получение информации, издержки на получение которой превосходят издержки неопределенности | 1. **Проблема коррелированных переменных,** которые, если неправильно специфицированы, могут привести к обманчивым результатам<br><br>3. **Анализ рисков предполагает доброкачественность моделей проектного оценивания.** Если модель неправильна, то результаты анализа рисков также будут вводить в заблуждение |
| 3. **Освещает сектора проекта, требующие дальнейшего исследования** и управляет сбором информации | |
| 4. **Выявляет слабые места проекта** и дает возможность внести поправки | |
| 5. **Предполагает неопределённость** и возможные отклонения факторов от базовых уровней. В связи с тем, что присвоение распределений и границ варьирования переменных несёт оттенок субъективизма, необходимо критически подходить также и к результатам анализа рисков | |

Таким образом, на основе анализа, проведенного выше, можно сделать следующие выводы.

Рассмотренные выше ряд классификаций, позволяют всесторонне оценивать коренные месторождения золота. Данные классификации дополняют друг друга и дают потенциальному инвестору полную картину о месторождении. Однако невозможность использования в чистом виде каждой из них, привела к разработке новой классификации, используемой в настоящей работе.

Определены основные аспекты оценки экономической эффективности инвестиционных проектов при освоении коренных месторождений, основные направления инвестиционного проектирования, позволяют повысить качество оценки проектов с учетом современных экономических условий в России.

[1] Волков И., Грачёва М. В. Указ. соч.

Проведенная систематизация рисков, присущих горнодобывающим предприятиям позволила установить, что среди общего числа рисков выделен внутренний риск как риск, на который может влиять само предприятие через политику фирмы при освоении месторождения.

С помощью выделенных качественных и количественных методов анализа рисков, возможно выявить и идентифицировать возможные виды проектных рисков, а также численно определить величину отдельных рисков и риска проекта в целом.

На базе проведенного анализа существующих методов оценки риска сделаны выводы о полезности проведения мероприятий по оценке рисков, а также описаны отрицательные моменты, которые необходимо учитывать при анализе рисков на горном предприятии.

## 7.3. ОЦЕНКА СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДОВ ПРИ ОТБОРЕ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОЕКТОВ

Решение о разработке экономического обоснования эффективности освоения золоторудных месторождений с учетом фактора риска по своему содержанию относится к классу проектного анализа.

Оценка и отбор проектов горнопромышленного инвестирования требует принятия управленческих решений в условиях неполной информации при повышенной ответственности за их результаты. Важность выбора на этой стадии является обоснованной, а последствия принятия ошибочного решения могут носить катастрофический характер, что является риском для золотодобывающих предприятий, особенно тех, которые берутся за освоение рудных месторождений золота сложного строения. В этом случае желание лица, принимающего решение выбрать вариант, который характеризовался бы наилучшими показателями для всего комплекса показателей одновременно, на практике не может быть реализовано. Задачи оценки проектов освоения месторождений драгоценных металлов осложняются еще и тем, что не все показатели, имеющие важное значение для принятия обоснованного решения могут иметь количественную оценку. Это значит, что использование формальных методов в таких условиях оказывается затруднительным, а следовательно, приводит к необходимости привлечения экспертов – субъективных оценок, которые не поддаются объективному контролю. Критическим моментом в принятии субъективного решения при отборе вариантов инвестирования является тот факт, что система предпочтений каждого эксперта, принимающего решение, может быть скорректирована не только в зависимости от политической или экономической обстановки, но и от возможных личных симпатий и антипатий. Последствия такого рода действий могут привести к разработке заведомо бесперспективных проектов и, как следствие, к краху производственно-экономической системы и принимаемых управленческих решений.

Проблема подготовки объективных данных для принятия решений является задачей теории управления. Существенные затруднения в полной форма-

лизации методов обоснования вариантов для последующего принятия решений вызвали развитие этих систем.

К настоящему времени уже созданы и работают функциональные системы по принятию решений. Однако, несмотря на успехи в разработке и использовании систем по принятию решений, большинство из них создавались для определенных областей, что не позволяет использовать их напрямую для решения ряда специфических вопросов горнопромышленного инвестирования. Кроме того, если говорить о полностью формализованных системах выбора оценки горнопромышленных проектов, то в чистом виде они отсутствуют. Это определяется не только спецификой области, но и решаемыми задачами при оценке проектов горнопромышленного инвестирования. Основой решения рассматриваемой проблемы является создание комплексной методики и процедур, обеспечивающих определение системы показателей качества для оценки проектов в горнодобывающей промышленности.

В качестве основы построения системы оценок используется классификация А. Л. Горелика, В. А. Скрипкина, т. е. происходит отнесение оцениваемых объектов по совокупности качественных показателей. В зависимости от исходной информации, которая имеется при рассмотрении объекта, для решения используются различные методы, (дискриминантный анализ, методы, основанные на F-распределении, которые базируются на связях случайных величин с соответствующими им вероятностями, эвристические методы и др.[1]).

Для обеспечения правильного выбора проекта инвестирования важным является достаточный объем исходных данных, которые используются для определения параметров отбора объекта. Поэтому вопрос формирования исходной информации для модели обоснования экономической эффективности проекта является важной составной частью рассматриваемой проблемы.

Смена макроэкономической системы в странах СНГ и Восточной Европы потребовала изменения принципов оптимизации, применяемых ранее в проектном анализе и на микроэкономическом уровне. Потерял значение, применявшийся ранее показатель экономической эффективности проектных решений – «приведенные затраты», утратил актуальность «принцип приведения альтернатив к равному объему производства», не стало места показателю «замыкающие затраты». Ограничилась область применения абстрактного критерия «прибыль расчетного года». Следует, однако, заметить, что рекомендации по расчету указанных показателей, применяемых при становлении и развитии централизованной системы управления, еще встречаются в публикациях, в том числе учебно-методических.

Перечисленные выше показатели и принципы требовали, чтобы каждый проект был жестко «вмонтирован» в единый макрохозяйственный план, что в действительности оказалось трудно осуществимым. Главный недостаток данных показателей – их статичность, усредненность, абстрагирование от реальной изменчивости условий и параметров проекта. В настоящее время в проектную практику пришли более информативные динамические показатели рыночной

[1] Петросов А. А., Чесноков Н. И., Виноградов А. А. Оптимизация решений при разработке урановых месторождений. М. : Атомиздат, 1974. 156 с.

экономики – «чистая дисконтированная стоимость (NPV)» и «внутренняя норма доходности (IRR)», основанные на дисконтировании действительных денежных потоков за жизненный цикл проекта. Они способны соизмерить в одном критерии и динамичность параметров проекта, и изменение цены денег во времени, и риск (через ставку дисконтирования). Благодаря этим достоинствам данные показатели получили широкое применение в инвестиционном анализе всех отраслей. Однако при их использовании следует учитывать отраслевые различия проектов, в том числе относящихся к горнодобывающему и экономическому секторам.

В странах рыночной экономики в качестве основного критерия оптимальности проектов без учета их отраслевых различий часто используют показатель IRR. Такой выбор мотивируют тем, что NPV требует субъективного установления ставки дисконтирования. По критерию IRR выбирают проекты при ограниченных капиталовложениях, исходя из финансовых возможностей инвестора, что допустимо в обрабатывающих отраслях, не связанных напрямую с использованием природных ресурсов.

Однако в условиях недропользования произвольное ограничение инвестиций неприемлемо из-за природной составляющей потенциала горных предприятий. Такое ограничение смещает оптимум и не позволяет раскрыть максимальные экономические возможности месторождения. В итоге занижаются не только возможности проекта, но и само месторождение может быть переведено в забалансовую категорию.

В публикации А. А. Пешкова «Управление развитием горных работ на глубокозалегающих карьерах», предлагается использовать критерий IRR для выбора горно-технологических решений, как основной. Следуя этой рекомендации, проект пришлось бы оптимизировать сразу по двум критериям: горно-технологические решения выбирать по показателю IRR, а решения, связанные с полнотой извлечения запасов, – по показателю NPV. Причина в том, что критерий IRR приводит к урезанию части кондиционных запасов и завышению уровня потерь полезного ископаемого.

Показатель IRR по своей сущности мало пригоден для оптимизации, так как ставит альтернативные варианты в неравные условия. Выражая собой максимальную процентную ставку, этот показатель предполагает разную по вариантам величину выплат процентов за капитал, тогда как в действительности капитал имеет одинаковую рыночную цену.

Отмеченные свойства критериев были положены в основу концепции оптимизационной промышленной оценки рудных месторождений и горных проектов в рыночных условиях, в которой рекомендовалось в качестве оптимизационного критерия использовать NPV, а в качестве ограничивающего – показатель IRR. Для предупреждения возможных ошибок величину ставки дисконтирования следует принимать на уровне приемлемой стоимости капитала с учетом риска. Для контроля NPV целесообразно рассчитывать при двух уровнях нормы дисконта.

Специфически отраслевая проблема оптимизации горных проектов связана с уникальностью каждого месторождения и исчерпаемостью запасов, что не нашло отражения в базовых положениях микроэкономики.

В теории менеджмента сформулирован принцип «концептуализма». Он означает, что проект реализует цели и ценности, предложенные командой. Данный принцип неприемлем в горном проектировании в силу уникальности месторождений. В этих условиях концепция проекта не может быть привнесена извне. Она должна быть генерирована и оптимизирована исходя из индивидуальных особенностей данного месторождения.

В противовес принципу «концептуализма» в горном проектировании утверждается принцип целенаправленности оптимизации. При этом руководящим ориентиром служит природный экономический потенциал (геопотенциал) осваиваемого месторождения.

Геопотенциал выражается максимально возможным эффектом (NPV) от разработки месторождения с учетом полноты и комплексности использования его запасов при сложившемся на мировом рынке уровне цен, применении наиболее совершенных освоенных технологий добычи и переработки, адаптированных к специфике данного месторождения. Ключевым условием выявления геопотенциала является многовариантность поиска при системно-оптимизационном проектировании, заключающемся в совместном (на основе единой динамической модели переменной структуры) выборе всего комплекса главных параметров и технологических решений.

Представленную трехуровневую структуру потенциала не следует воспринимать как алгебраическую сумму NPV. В действительности потенциал проекта как сложной системы неаддитивен. На основе анализа существующих методов сформулированы требования к технологии целенаправленного проектирования, ориентированной на полное использование потенциала проектов (табл. 7.4).

Таблица 7.4

Необходимые характеристики технологии целенаправленной оптимизации проектов

| Признак | Характеристика |
|---|---|
| Концепция проектирования | Целенаправленная системно-оптимизационная |
| Способ формализации цели | Однокритериальный с ограничениями |
| Учет внешних условий | Прямое введение сопряженных затрат и результатов |
| Структура модели | Блочная переменной структуры |
| Постановка | Динамическая |
| Способ решения | Компьютерное моделирование |
| Оптимизация развития проекта | В системе управления проектом |

| Признак | Характеристика |
|---|---|
| Вспомогательные приемы существующих методов | Нормативные прямые расчеты, аналитические методы<br>Локальная, блочная оптимизация<br>Система моделей<br>Многокритериальная оптимизация<br>Статическая постановка<br>Метод вариантов со сглаживанием |

Главной характеристикой системной целенаправленной оптимизации является обеспечение взаимообусловленности системообразующих параметров и решений, что достигается использованием единой модели проекта переменной структуры. Переменная структура оптимизационной модели обеспечивается ее переструктуризацией на каждой итерации. При этом каждый раз модель выводится на новый субоптимальный уровень.

Интеграция проектирования в систему управления проектами предполагает оптимизацию на всех фазах развития проекта, включая концептуальное проектирование, разработку, реализацию и завершение.

Выполненный анализ развития проектов в различных отраслях выявил сильную диспропорцию затрат и результатов по фазам жизненного цикла (табл. 7.5).

Таблица 7.5

Значение основных фаз жизненного цикла инвестиционного проекта

| Показатель | Фазы проекта, % | | | |
|---|---|---|---|---|
| | концепция | разработка | реализация | завершение |
| Продолжительность | 35–40 | 25–27 | 22–25 | 13–15 |
| Затраты | 7–10 | 15–20 | 60–65 | 12–15 |
| Риск недоиспользования потенциала проекта | 30–40 | 20–25 | 35–40 | 5–10 |

На самую продолжительную концептуальную фазу приходится 7–10 % всех затрат. В то же время с этой фазой связано 30–40 % риска недоиспользования потенциала проекта. Чтобы повысить результативность этой фазы (и в конечном счете всего проекта), предлагается выделить ее организационно в отдельный этап, включающий экспертизу и утверждение концепции. Лишь оптимальная концепция может служить основанием для технического и детального проектирования.

Концепцию обычно отождествляют с крупной идеей, затрагивающей важнейшие элементы проекта. В частности, концепцию горного проекта можно определить, как руководящую философию всего проекта, оптимальный его образ, организующий стратегическую модель освоения месторождения, включающий оптимальную структуру основных звеньев и технологий предприятия, обеспечивающий наилучшее долгосрочное взаимоотношение с внешней средой и полное использование геопотенциала месторождения. Необходимо отойти от традиционной одновариантной и принять многовариантную системно-оптимизационную процедуру разработки концепции.

Большинство золоторудных месторождений уникальны по запасам и качеству сырья, резкое увеличение внутренних цен на электроэнергию и транспортные перевозки, сокращение и отсутствие инвестиций и оборотных средств приводят к нестабильному состоянию горнодобывающие и перерабатывающие предприятия. Необходимо учитывать тот факт, что большинство золоторудных месторождений находятся в труднодоступных районах, что в несколько раз увеличивает расходы на их освоение и разработку.

Главным барьером для инвестирования в отрасль и разработку золоторудных месторождений является резкое сокращение объемов геологоразведочных работ из-за высоких затрат на их проведение. Следовательно, полная информация о качестве и количестве запасов новых золоторудных месторождений практически отсутствует. Таким образом, для золотодобывающих предприятий, не обладающих полной информацией о разведке и разработке это влечёт риск больших потерь денежных вложений.

В настоящее время российская золотодобывающая отрасль все еще остается достаточно раздробленной: несколько предприятий находятся на верхушке пирамиды, в среднем слое пирамиды – их немного больше, в самом нижнем слое пирамиды – их несколько сотен, а добывают они по 10, по 15, по 50 кг. Важно, что сохраняется и качественный срез пирамиды – нижний слой представлен нередко «дочками» или «внучками» средних предприятий, а средние – зачастую суть дочерние производства более крупных. Золотодобыча в России становится более открытым и «конвертируемым» сектором экономики, вступающим в полосу международной конкуренции – существенно более жестокой, чем была, с обоснованными и однозначно действующими механизмами. В последнее время наметилась тенденция укрупнения отрасли и, полагаем данная тенденция сохранится.

Оценка и отбор проектов горнопромышленного инвестирования требует принятия управленческих решений в условиях неполной информации при повышенной ответственности за их результаты. Важность выбора на этой стадии является обоснованной, а последствия принятия ошибочного решения могут носить катастрофический характер, что является риском для золотодобывающих предприятий, особенно тех, которые берутся за освоение рудных месторождений золота сложного строения, что требует разработка отлаженной методики оценки экономической эффективности разработки золоторудных месторождений с учетом фактора риска.

## 7.4. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ОЦЕНКИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТОВ ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

Переход от централизованно-плановой к рыночной экономике, радикальные экономические реформы, интенсивно осуществляемые в нашей стране в 90-х гг., привели к ряду существенных позитивных и негативных последствий социально-экономического характера, заметно изменивших ситуацию в России и ее международный имидж.

К позитивным последствиям, в первую очередь, следует отнести демократизацию различных сторон общественной и экономической жизни, создание рыночной инфраструктуры, ликвидацию товарного дефицита, расширение экономической свободы деятельности бизнеса.

К негативным последствиям, прежде всего, относятся резкий спад производства и экономики в целом практически во всех отраслях промышленности и регионах, интенсивный рост безработицы, снижение реального уровня жизни, чрезмерная дифференциация доходов населения и обнищание значительных ее слоев, криминализация политической и хозяйственной жизни. В итоге – заметное усиление социально-экономической напряженности в стране, нарушение нормальных воспроизводственных процессов, недопустимая амортизация основных фондов вследствие резко сократившихся производственных инвестиций.

Казалось бы, причина ясна – инвесторов настораживал неблагоприятный инвестиционный климат: обострение социальных проблем, частые изменения законодательства, в том числе и в сфере налогообложения, и т. д. Однако мировой опыт свидетельствует, что высокий риск (социальный и экономический) обычно не останавливает предприимчивых инвесторов, если они уверены, что с учетом риска бизнес будет достаточно эффективным. Может встать вопрос о том, что в рассматриваемом периоде не было соответствующих возможностей получения высокой прибыли на капитал. Но с этим трудно согласиться, если учесть уникальный характер нашей страны: ее огромные природные богатства, квалифицированные кадры, к тому же «привыкшие» к относительно низкой оплате труда, достаточно развитую производственную инфраструктуру.

Вероятно, одной из причин, останавливающих потенциальных инвесторов, является то, что представляемые им инвестиционные предложения не содержат убедительных обоснований высокой эффективности в условиях повышенного риска.

В повышении качества оценки инвестиционных проектов заинтересованы и государство, и частные инвесторы, и кредитные учреждения, финансирующие инвестиционные проекты. Для этой цели ещё в 1994 г. были выпущены, утвержденные Госстроем, Минфином, Минэкономики и Госкомпромом РФ, специальные «Методические рекомендации…», регламентирующие процедуры и методы оценки эффективности инвестиционных проектов и их отбора для финансирования в специфических условиях российской переходной экономики. Опыт их применения в течение нескольких лет до 1999 г. выявил ряд положений, требующих дополнительного разъяснения, иной аргументации или интерпретации. Более важным представляется то, что за эти годы существенные изменения произошли в российской экономике, нашедшие отражение в утвержденной в июне 1999 г. Минэкономики, Минфином и Госстроем РФ новой редакции «Методических рекомендаций»[1].

Вид экономической деятельности, касающийся проблем и методов оценки экономической эффективности инвестиционных проектов, знаком многим.

[1] Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (2-я ред.). М. : Экономика, 2000. 421 с.

Однако нередко под оценкой эффективности проектов понимаются близкие, но все-таки иные виды деятельности. В этой связи важно более четко выделить предмет рассмотрения.

Так же как строительное и техническое проектирование, оценка эффективности имеет дело с проектами. Более того, нередко она осуществляется в процессе разработки проектов, помогая проектировщикам выбрать правильное решение. Однако, разработка строительных или технологических проектов – это иной вид деятельности, по сравнению с разработкой проектов по оценке экономической эффективности, осуществляемый специалистами в соответствующих отраслях. Основная задача, решаемая при оценке эффективности проектов, – выяснить и убедительно обосновать, что реализация того или иного проекта или варианта проекта (а стало быть, и определенной комбинации строительных, технологических, финансовых подобных проектных решений) «полезна», «выгодна» или, наоборот, «невыгодна», «нерациональна» по тем или иным причинам. Результаты такой оценки могут использоваться поразному:

– направляться в государственные органы в составе утверждаемой проектной документации с целью последующего получения тех или иных разрешений или государственной поддержки. В этом случае интерес представляет оценка «выгодности» данного проекта и для государства, и для региона;

– предоставляться различным экономическим субъектам (партнерам по кооперации, потенциальным инвесторам, банкам и т. п.) с целью привлечения их к участию в реализации проекта. В этом случае интерес представляет оценка «выгодности» данного проекта для соответствующего экономического субъекта;

– учитываться в принятии решений об участии в предлагаемых проектах или в выборе некоторых параметров проекта (проектной мощности предприятия, строительно-планировочного решения и др.).

В последнее время расширяется практика разработки документов (обоснования проекта), адресованных не только государству, но и потенциальным участникам проекта. Таким образом, потенциального участника проекта необходимо заинтересовать, показать, что участие в проекте будет выгодно и не сопряжено с чрезмерным риском. Подобные обоснования разрабатываются и по проектам, к участию в которых привлекаются иностранные инвесторы или международные организации. Опыт и практика их разработки и экспертизы обобщены в опубликованных Международной организацией по промышленному развитию (ЮНИДО) рекомендациях. Важную роль в разработке обоснований проектов играют и расчеты эффективности – они позволяют оценить указанную выгодность количественно, представить ее в рублях или долларах дохода.

Оценка эффективности проекта, по существу, сводится к построению и исследованию экономико-математической модели процесса реализации проекта. Необходимость моделирования не связана с разработкой набора формул и личными взглядами разработчиков методических документов. При оценке проекта сложный и многоплановый процесс проекта приходится упрощать, отбрасывая малозначащие факторы и акцентируя внимание на наиболее существенных. Таким образом, объектом рассмотрения становится не сам проект, а свя-

занные с ним материальные и денежные потоки, в результате проблема сводится к тому, чтобы «перевести» проектную документацию на язык денежных потоков, а интересы участников проекта отразить в расчетных формулах, позволяющих оценивать денежные потоки с точки зрения этих интересов.

В этой связи стоит отметить, что современная экономическая наука широко использует математические методы. В настоящее время в экономических исследованиях широко используются положения теории экстремальных задач, теории игр, функционального анализа, теории случайных процессов, теории полезности (utility theory), современных математико-статистических методов и иных математических дисциплин, не является исключением и теория эффективности проектов.

Нужно отметить еще один немаловажный аспект: существующие зарубежные методические разработки и соответствующие им компьютерные схемы не учитывают важные особенности российской экономики[1]:

– относительно высокие темпы роста цен, переменные во времени и разные по видам продукции и ресурсов, не совпадающие с динамикой валютных курсов;

– расхождение между банковскими процентными ставками по кредитам и депозитам;

– относительно высокую цену денег, переменную во времени, различающуюся для российских и зарубежных участников проекта, обусловливающую большой разброс и динамичность индивидуальных норм дисконта;

– значительный объем незавершенного строительства, не использование производственных мощностей и основных фондов, которые при наличии дополнительных инвестиций могут быть эффективно использованы;

– отсутствие до конца сформировавшихся рынков, особенно рынка ценных бумаг и недвижимости, и как следствие – существенные различия между курсовой и рыночной стоимостью ценных бумаг, между балансовой, оценочной (даваемой независимыми оценщиками) и рыночной стоимостью имущества;

– нарушение естественной для рыночной системы связи между финансовыми и реальными инвестициями;

– неопределенность исходной информации для оценки инвестиционных проектов и высокий риск, связанный с их реализацией;

– сложность и нестабильность налоговой системы;

– специфическую роль государства в экономике.

Как уже упоминалось выше, реализация любого проекта связана с высокими рисками. Отсюда, чтобы заинтересовать потенциального инвестора, нужно количественно обосновать риск и его минимизацию в процессе реализации проекта. Более подробно методы, принимаемые для оценки рисков, будут рассмотрены в следующем параграфе.

[1] Лившиц В. Н., Лившиц С. В. Учет нестационарности при оценках инвестиций в России // Аудит и финансовый анализ. 1999. № 1. С. 61–90.

## 7.5. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

### 7.5.1. Основные задачи, принципы и условия разработки инвестиционного проекта золотодобывающего предприятия

В существующих условиях хозяйствования экономические расчеты, выполненные в составе проектной и предпроектной документации для строительства новых, расширения, реконструкции и технического перевооружения действующих золотодобывающих предприятий, должны быть направлены на решение следующих основных задач:

– максимально полно выявить стоимостную оценку затрат золотодобывающего предприятия, включая затраты на предотвращение и ликвидацию отрицательных экономических, социальных, геологических и экологических последствий реализации намечаемой хозяйственной деятельности предприятия и возможных аварийных ситуаций;

– разработать стратегию финансирования инвестиционной программы;

– спрогнозировать изменения основных показателей хозяйственно–финансовой деятельности проектируемого и действующего предприятия по годам расчетного периода и дать оценку его финансовой устойчивости;

– дать оценку рисков инвестирования освоения и эксплуатации золотодобывающего предприятия;

– дать оценку эффективности инвестиций с позиции коммерческих интересов инвестора (коммерческая рентабельность) и интересов национальной (региональной) экономики;

– выбрать оптимальный вариант достижения цели инвестирования.

При разработке проектной документации для строительства и эксплуатации горнорудного предприятия необходимо учитывать налоговую, амортизационную, кредитную (в том числе, процентную) и таможенную политику, проводимую государством и местными органами власти, требования законодательства и нормативных актов Российской Федерации, регулирующих как инвестиционную деятельность, так и деятельность золотодобывающего предприятия в целом, условия пользования землей и другими природными ресурсами; обеспечить защиту интересов инвестора с одной стороны и общенациональных интересов (интересов региона) – с другой. Интересы инвестора будут удовлетворены, если строительство и эксплуатация предприятия обеспечивает инвестору приемлемую для него норму прибыли на вложенный капитал; отдавать предпочтение при выборе показателей для оценки эффективности инвестиционного проекта освоения золоторудного месторождения не простым, а дисконтированным показателям, учитывающим фактор времени; установить расчетный период, в пределах которого должны выполняться и на который должны прогнозироваться экономические расчеты; осуществлять расчет показателей рентабельности в случае привлечения заемных средств, для финансирования инвестиций в создание и воспроизводство основных фондов, следует относительно всего

инвестиционного капитала (суммы собственных и заемных средств) и собственного капитала; следует учитывать инфляцию при расчете инвестиционных и производственных затрат, выручки от реализации продукции, потребности в оборотных средствах; по комплексным проектам затраты и доходы должны распределяться по отраслям – сферам деятельности, входящим в комплекс.

Неотъемлемым элементом работы по составлению экономической части документации должен стать углубленный анализ экономических и финансовых показателей проекта предприятия, оценка привлекательности его как объекта инвестирования.

Кроме параметров проектируемого предприятия при выполнении проектных экономических расчетов, используются данные проектов аналогов действующих предприятий, различные нормативы, прогнозные, статистические и справочные материалы, результаты предшествующих маркетинговых и технико-экономических исследований, тендерная документация, экспертные оценки.

Важнейшей и неотъемлемой частью работы по составлению проектной экономической и финансовой документации должен стать анализ эффективности инвестиций. Значение анализа состоит в том, что он является средством выявления резервов повышения эффективности инвестиционного проекта.

Геолого-экономическая оценка промышленной значимости месторождений осуществляется в соответствии с Методическими указаниями ГКЗ[1] и Методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования с учетом зарубежного опыта.

Общие требования и условия проведения оценки и анализа эффективности инвестиционных проектов в золотодобывающей промышленности можно свести к следующему:

– установить экономическую целесообразность проекта, и, в случае положительного ответа, определить, является ли данный проект наилучшим вариантом;

– осуществляют многократно, поэтапно в процессе проектирования и эксплуатации месторождения оценку и анализ эффективности принимаемых в проекте решений. При этом предпочтение отдается ранним стадиям (этапам), когда имеется возможность сформировать проект с учётом экономических и других приоритетов;

– рассматривать только те результаты (эффекты) оценки месторождения, связанные с реализацией проекта, которые могут оказать значительное влияние на конечные выводы приемлемости проекта;

– поскольку все количественные методы оценки содержат элементы, которые делают её результаты весьма чувствительными к принятым допущениям, необходимо учитывать количественную оценку аналитически.

[1] Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых / Гос. ком. по запасам М-ва природ. ресурсов РФ, 1997.

*Основные особенности и факторы, влияющие на оценку инвестиционных проектов золотодобывающих предприятий*

Деятельность золотодобывающих предприятий заключается в использовании вновь созданных или действующих производственных мощностей с целью добычи и переработки драгоценных металлов. Среди основных особенностей производственной деятельности золотодобывающих предприятий, имеющих важное значение при оценке их экономической эффективности и инвестиционной состоятельности, необходимо отметить следующее:

– значительное влияние горно-геологических характеристик осваиваемых месторождений на экономическую эффективность золотодобычи;

– значительная капиталоемкость производства, требующая привлечения финансовых средств инвесторов для реализации проектов добычи золота;

– как правило, низкая залоговая и ликвидная стоимость основных фондов предприятия относительно стоимости металлов в недрах;

– сложность оценки стоимости нематериальных активов предприятий, учитывающих такие факторы, как опыт и квалификацию администрации и персонала, репутацию и имя горнорудного предприятия, имеет большое значение при оценке эффективности инвестиционных проектов;

– часто значительный срок окупаемости и общий срок реализации проектов, и, следовательно, вероятностный характер оценки экономической эффективности производства.

Оценка эффективности инвестиционных проектов в золотодобывающей промышленности тесно связана со стоимостной оценкой запасов золота.

Стоимостная оценка запасов золота включает показатели, учитываемые, обычно, в расчетах либо в виде числовых, либо описательных характеристик:

– геологические: запасы руды, параметры рудных тел, среднее содержание полезных компонентов в руде, запасы металла в отдельных рудных телах и месторождении в целом, степень разведанности и геологической изученности месторождения;

– эксплутационные: способ разработки (открытый, подземный или комбинированный), системы разработки, показатели полноты и качества извлечения полезного ископаемого при добыче и переработке, показатели масштабов производства;

– экономические, относящиеся к характеристике золоторудного добывающего предприятия, системам разработки месторождения, ценности товарной продукции, к характеристике экономической эффективности затрат;

– ценностные, относящиеся непосредственно к цене добываемого металла.

При стоимостной оценке месторождения и анализе эффективности его освоения, а, следовательно, и состоятельности инвестиционного проекта, необходимо учитывать основные влияющие факторы, которые можно выделить в четыре группы:

1. Социально-экономические – связаны с социально-экономическими последствиями предполагаемой отработки месторождения (роль основного и по-

путного сырья и получаемых из них продуктов, потребность в них предприятий данного района и страны в целом, отношение предприятия к охране недр и окружающей среде).

2. Экономико-географические – определяют природные и экономические условия района месторождения, наличие и развитость промышленной и социальной инфраструктуры, наличие рабочей силы, характеристика источников водо-и энергоснабжения, характеристика возможного загрязнения природной среды, наличие или отсутствие в районе других месторождений и горнодобывающих предприятий, возможность производственной кооперации.

3. Горно-геологические – определяют масштабы месторождения – его запасы, глубину залегания, угол падения и форму рудных тел, горно-геологические условия месторождения, вещественный состав и физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород, технологические свойства руд, факторы, характеризующие комплексность освоения запасов месторождения;

4. Горно-технические – определяют способ и глубину разработки месторождения, производственная мощность горнодобывающего предприятия, намечаемые схемы вскрытия месторождения, подготовку запасов к выемке и системы разработки.

### 7.5.2. Факторы риска и определение экономических последствий

Анализ риска стоит начать с выявления его источников и причин, при этом важно определить, какие их них являются преобладающими. Наиболее значимыми источниками риска являются погрешности разведки – погрешность подсчета запасов месторождения, погрешность в определении содержания полезного компонента в руде. Так же включению в методику комплексной количественной оценки рисков подлежат: риск по оценке, риск по разведке, риск изменения цены за унцию золота.

Ошибки, возникающие в процессе разведки месторождений, могут быть разделены на две основные группы: погрешности определения тех или иных количественных характеристик оруденения (средней мощности, содержания, плотности) и ошибки условий залегания, формы и строений рудных скоплений. Случайные погрешности определения количественных характеристик обусловлены малым количеством частных замеров параметра при выводе средней оценки, т. е. погрешности установления количества запасов и среднего содержания полезного компонента зависят от числа разведочных выработок или рудных пересечений. Эти погрешности могут быть как отрицательными, так и положительными. При отрицательной погрешности в установлении количества запасов уменьшается мощность по добыче руды, коэффициент вскрыши, удельные капитальные затраты, доля амортизации, себестоимость 1 т концентрата растут, но снижаются доход и прибыль. При положительной погрешности скорость горных работ снижается, уменьшается коэффициент вскрыши и соответственно на эту величину снижается себестоимость 1 т руды, что увеличивает

срок разработки. Следовательно, экономические последствия отрицательной и положительной ошибки различаются по величине.

При отрицательной погрешности в установлении среднего содержания последствия таковы: снижаются реальное содержание в добытой руде и выход концентрата, мощность по производству концентрата, доход и прибыль, но повышается себестоимость 1 т концентрата. При положительной ошибке в содержании выход концентрата повысится, а себестоимость 1 т концентрата снизится и доход возрастет. Во многих работах уже доказано, что погрешности определения запасов и средних подсчетных параметров не могут служить мерой оценки качества (достоверности) разведочных работ и выполнению на их основе подсчета запасов, а исходя из этого не могут приниматься главной и единственной мерой достоверности в расчетах экономической ценности месторождения. Поэтому они идут дополнением к методике оценки экономической эффективности разработки золоторудного месторождения, в которой представлен ряд экономических показателей, более полно раскрывающий экономическую ценность месторождения. Связано это с тем, что указанные погрешности зависят не от расстояний между разведочными выработками, а от их количества. Кроме того, при оценке погрешностей определения запасов и средних подсчетных параметров не учитывается изученность геологического строения разведуемого месторождения и морфологии рудных залежей. Известно, что ошибки определения условий залегания и формы рудных тел бывают связаны с их сложной морфологией, с неверным пониманием геологических особенностей месторождений, недостаточной плотностью разведочных сетей, отсутствием участков выборочного ее сгущения, отсутствием или малым объемом прослеживающих горных выработок. Эти погрешности могут приводить к уменьшению площади (объема) рудных тел за счет недооценки прерывистости их строения, однако главным следствием может быть снижение содержания полезного компонента в товарной руде за счет роста разубоживания, обусловленного усложнением морфологии рудных тел, и увеличение потерь за счет направления части сильно разубоженной руды в отвал. Ограниченность разведочной информации приводит к тому, что представления о морфологии и строении оруденения всегда упрощены. Залежи, изображаемые по данным разведки в виде сравнительно простых рудных обособлений, в действительности оказываются более сложными. Ошибки в понимании истинной морфологии рудных залежей всегда предопределяют возможность получения более высокой фактической себестоимости 1 т концентрата, чем проектируемая, причем величина возможного занижения разубоживания, как, впрочем, и потерь, зависят от степени соответствия истинной морфологии залежей и полученной при их разведке.

В реальных условиях одновременно проявляются погрешности оценок средних параметров и ошибки определения условий залегания и формы рудных тел. Их совокупная величина будет представлять собой ошибку разведки. Наличие погрешностей разведки говорит о том, что с той или иной степенью вероятности будут иметь расхождения проектные и фактические показатели эксплуатации месторождения, приводя к снижению или потери прибыли.

Также на золотодобывающих предприятиях нередко имеет место недооценка геопотенциала, включающая в себя: неспособность должным образом оценить наличие имеющихся ресурсов, количество, качество и возможность добычи и переработки имеющегося сырья, неспособность обеспечить оптимальный процесс обогащения руды и, как следствие, надлежащее качество конечной продукции (лигатуры).

Еще один фактор, подлежащий включению в модель, является фактор риска изменения цены за тройскую унцию, который предопределяет экономический эффект инвестиционного проекта. В результате резкого изменения коньюктуры рынка золота, цены на золото в период с 1999 по 2001 г. опускались до отметки 250–260 дол. за унцию. Однако, начиная с апреля 2002 г. рынок золота начал методическое восстановление своих позиций. В настоящее время цена за унцию приближается к 410 дол. Сложившееся сочетание политических и экономических факторов создало благоприятную атмосферу для роста цен на золото. Продолжающееся падение американской валюты, напряженная политическая обстановка, низкие процентные ставки и нестабильная ситуация на рынках большинства экономически развитых государств, все это обусловило повышенный интерес рыночных игроков к валюте «без границ и правительств», своеобразной тихой гавани для финансовых инвестиций. В этот период времени происходят слияния золотодобывающих компаний, проводятся аукционы по продаже золотоносных участков, что подталкивает трейдеров к инвестированию в данную отрасль. Однако, рыночные циклы нестабильны: инвесторы предрекают неизбежное падение цен на золото, а за ним очередной период застоя для данных инвестиций. Это и послужило основой для того, чтобы количественно оценить фактор риска неподтверждения цены за унцию.

Другая особенность золота как актива состоит в том, что устойчивые закономерности, исторически, между поведением классов активов, во времена кризисов, нарушаются, в основном, приводя увеличению взаимной корреляции, а, следовательно, и рисков инвестиций, тогда как в данные периоды времени золотые цены имеют тенденцию к усилению обратной корреляции с остальными рынками. Данная особенность могла бы помочь многим менеджерам решить целый ряд жизненно-насущных для золотодобывающих предприятий проблем.

### 7.5.3. Методика оценки экономической эффективности разработки рудных месторождений золота с учетом фактора риска

В мировой и российской практике оценку эффективности развития производства любой золотодобывающей структуры в последние годы осуществляют на основе модели наличного оборота, предполагающей, что доход от продажи золота минус эксплутационные затраты за весь срок реализации варианта проекта достаточен для того, чтобы окупить затраты на разведку или доразведку месторождения; капитальные затраты на строительство и обустройство предприятия, включая транспортные коммуникации, на добычу и переработку золотосодержащих руд; плату за риск инвестиций в золотодобывающее произ-

водство, а также обеспечить необходимый уровень прибыли золотодобывающей компании.

Для количественной оценки эффективности проектов промышленного инвестирования в варианты развития производства золотодобывающей компании традиционно используют систему показателей, принятую в мировой практике: финансовый итог реализации проекта CF (Cash Flow), сегодняшняя ценность будущего финансового потока PV (Present Value of CF), общий финансовый итог NPV (Net PV of CF), внутренняя норма рентабельности – проверочный дисконт IRR (Internal Rate of Return), индекс доходности инвестиций PI (Profitability Index), период окупаемости PP инвестиций (Payback Period).

Основой вычисления первых трех показателей являются определение разности между суммой поступлений и суммой расходов капитала за соответствующий показатель времени. Из них показатель NPV по существу является обобщением первых двух показателей CF и PV.

Считается, что вариант развития горнопромышленного производства (горнопромышленный проект) эффективен, если NPV больше нуля. Для определения NPV используют модели наличного оборота (CF – models), представляющие собой формулы, в сочетании учитывающие требование положительности общего финансового потока NPV. Параметрами модели наличного оборота варианта создания и развития производства золотодобывающей компании, а при поиске наилучшего варианта – переменными модели являются годовые объемы добычи и переработки золотосодержащих руд, содержание золота в перерабатываемых золотосодержащих рудах, его сквозное извлечение по процессам добычи и переработки, цена реализации золота, коэффициент извлечения качества (коэффициент разубоживания), коэффициент извлечения количества (коэффициент потерь), отнесенные к количеству погашаемых запасов месторождения и отражающих полноту и качество разработки.

Величина NPV инвестиционного проекта создания и развития золотодобывающего производства рассчитывается по формуле:

$$\mathrm{NPV} = \sum_{t=1}^{T}\left(-\frac{CF_t}{(1+\mathrm{e}_p)^t}\right) + \frac{C_t}{(1+\mathrm{e}_p)^t},$$

где $\pm(\mathrm{CF})_n$ – положительный и отрицательный финансовый потоки на шаге расчета по году t; $\mathrm{e}_p$ – процентная ставка (дисконт) с учетом премии за риск; t – год реализации проекта.

Применяется пошаговая процедура расчета NPV: в соответствии с формулой определяются финансовые итоги CF по году расчета, принимаемого для горнопромышленных объектов, обычно равным одному году t, и формируется общий финансовый итог NPV за весь срок T реализации варианта развития производства. Принципиальная схема расчета денежного потока представлена блок-схемами рис. 7.3. и 7.4. Важнейшим этапом определения NPV по формуле является обоснование значения величины нормы дисконта $e_p$ для вычисления сегодняшней стоимости будущего общего финансового итога с учетом специфических рисков инвестиций в развитие золотодобывающего производства.

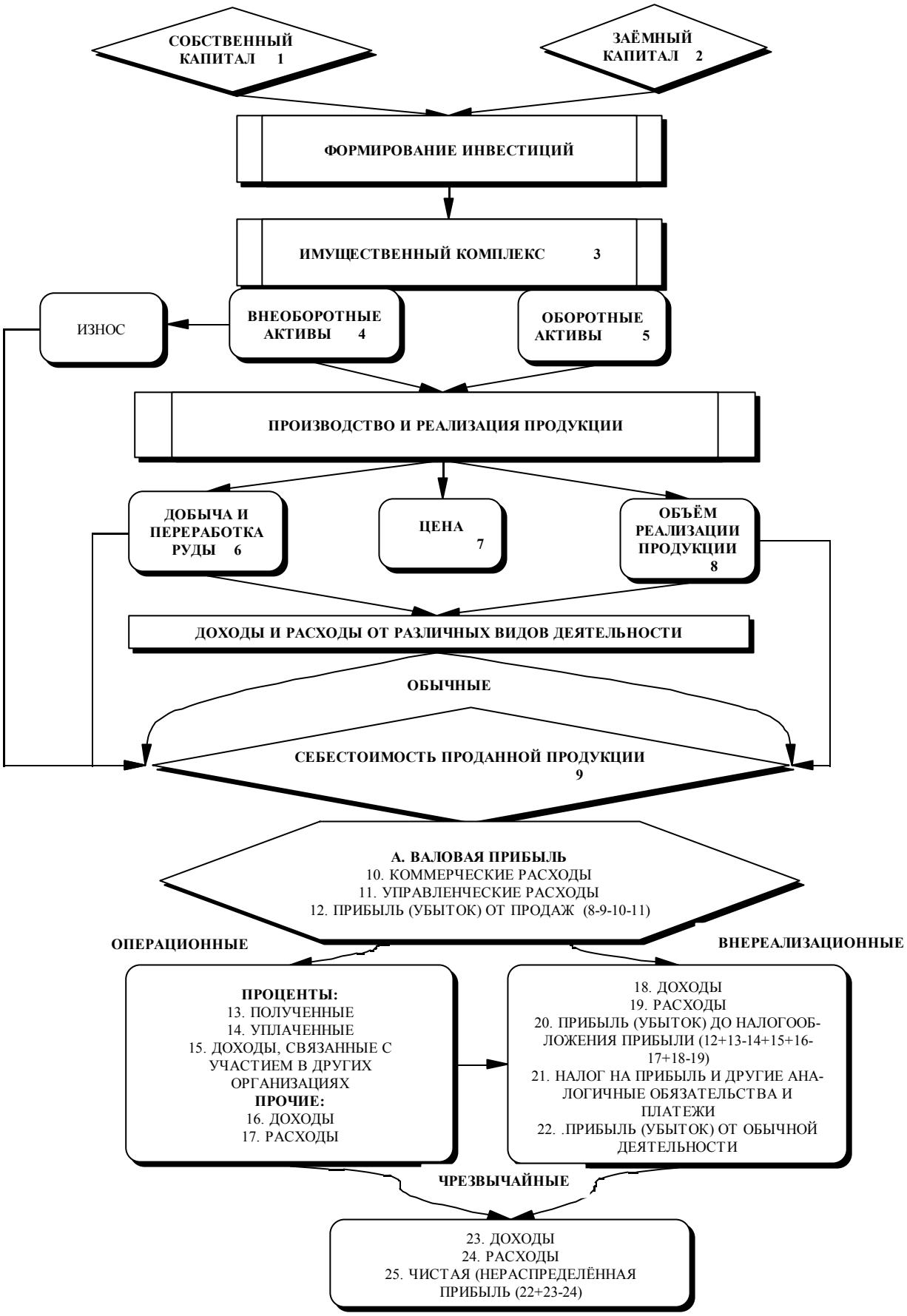



Рис. 7.3. Схема формирования денежного потока от реализации варианта развития предприятия

Производственная система строительства и развития золотодобывающего предприятия включает обеспечение доступа к месторождению извне и подготовку месторождения к началу ведения горных работ; обустройство участка месторождения, включая строительство промышленной площадки, проходческих и эксплутационных копров, зданий, сооружений, в том числе временных; строительство ЗИФ; вскрытие (проходка вскрывающих штолен, стволов, выработки вскрытия эксплуатационных горизонтов); добычу и переработку руды; рекультивацию нарушенных земель и утилизацию отходов.

Все технологические процессы разработки рудного месторождения золота увязаны в единый комплексный производственный процесс, неразрывный во времени и пространстве, осуществляемый с максимальной эффективностью и максимальным использованием ресурсов, производственных возможностей оборудования и технических средств: если золоторудное про изводство на месторождении монономенклатурное, то оно наиболее эффективно при максимально возможных объёмах и интенсивности производства.

Величина затрат на добычу и переработку руды за определенный период времени t по укрупненной схеме, определяется по формуле:

$$Z_t = \sum \frac{Z\partial_t + Zn_t}{(1 + e_p)^t},$$

где $Z_t$ – величина общих затрат, за период времени t, р.; $Z\partial_t$ – затраты на добычу руды, за период времени t, р.; $Zn_t$ – затраты на переработку руды, за период времени t, р.; $1/(1+e_p)^t$ – коэффициент дисконтирования; $e_p$ – процентная ставка.

В процессе отработки рудного месторождения за определенный период времени t (1 год) добывается и перерабатывается золотосодержащая руда в количестве:

$$Др_t = Бр_t((1 - Кп_t)/(1 - Кр_t))$$

где $Др_t$ – количество добытой и переработанной руды за t-й период времени промышленные запасы руды по месторождению), тыс. (млн) т; $Бр_t$ – количество погашенных запасов руды, за t-й период времени, тыс. (млн) т; $(1–Кп_t)$ – коэффициент извлечения количества полезного ископаемого из недр в t-й период времени, доли ед; $Кп_t$ – коэффициент потерь руды в t-й период времени, доли ед.; $Кр_t$ – коэффициент разубоживания руды в t-й период времени, доли ед.

Количество золота, извлекаемое за определенный период времени t (1 год), (золото в лигатуре) в результате обогащения и доводки до лигатуры $М_t$, зависит от исходного содержания в добытой руде $ά_t$ (г/т), применяемой системы обогащения

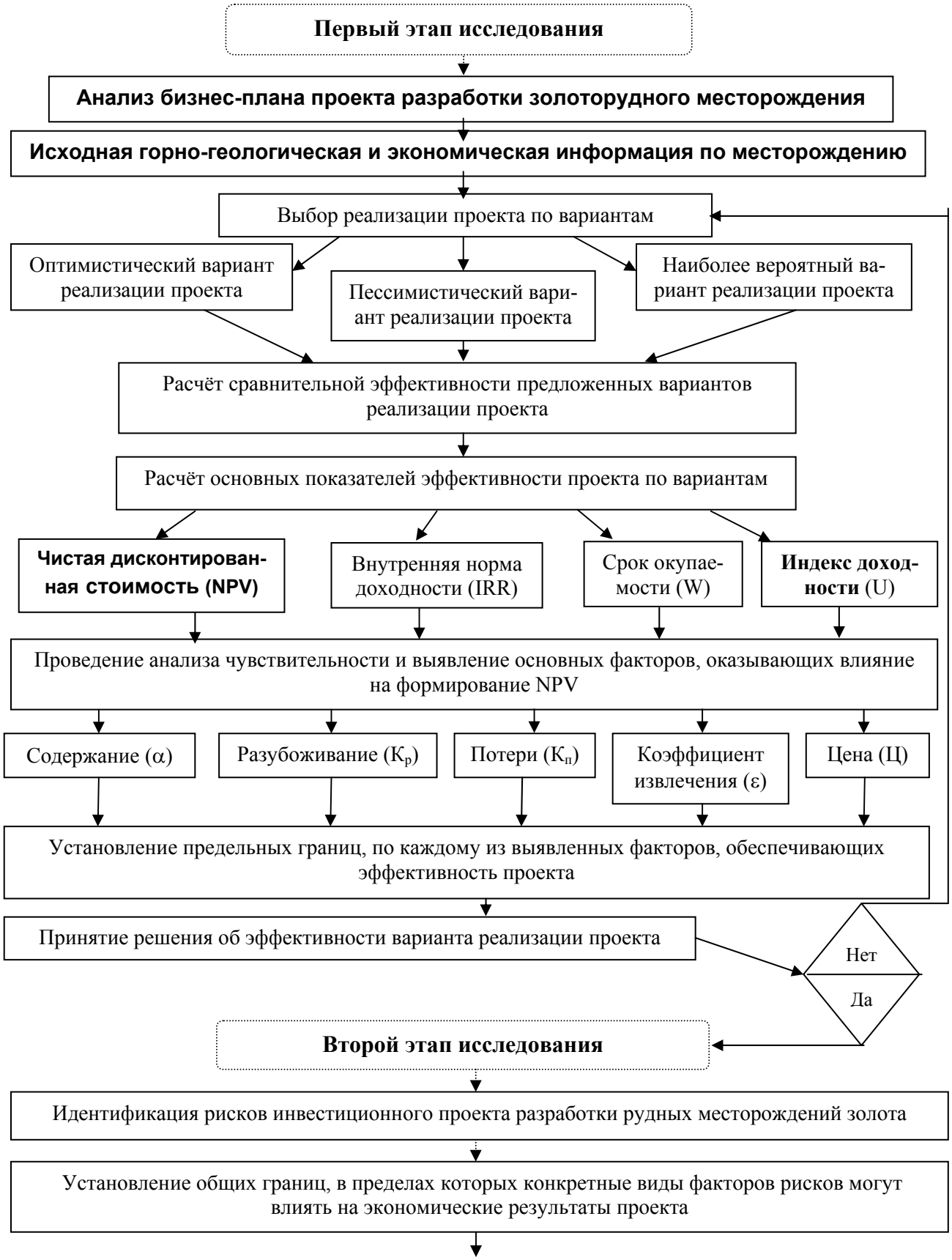
$$M_t = Др_t * \alpha_t * \varepsilon_{,t}$$

где $έ_t$ – комплексное извлечение золота при обогащении руды и доводке до лигатуры в t-й период времени, доли ед.

Доход от продажи золота в t-й период времени $П_t$

$$П_t = М_t * Ц_t,$$

где $Ц_t$ – цена 1 г золота в лигатуре в t-й период времени, у.е./г.


Первый этап исследования
Анализ бизнес-плана проекта разработки золоторудного месторождения
Исходная горно-геологическая и экономическая информация по месторождению
Выбор реализации проекта по вариантам
Оптимистический вариант реализации проекта
Пессимистический вариант реализации проекта
Наиболее вероятный вариант реализации проекта
Расчёт сравнительной эффективности предложенных вариантов реализации проекта
Расчёт основных показателей эффективности проекта по вариантам
Чистая дисконтированная стоимость (NPV)
Внутренняя норма доходности (IRR)
Срок окупаемости (W)
Индекс доходности (U)
Проведение анализа чувствительности и выявление основных факторов, оказывающих влияние на формирование NPV
Содержание (α)
Разубоживание (Кр)
Потери (Кп)
Коэффициент извлечения (ε)
Цена (Ц)
Установление предельных границ, по каждому из выявленных факторов, обеспечивающих эффективность проекта
Принятие решения об эффективности варианта реализации проекта
Нет
Да
Второй этап исследования
Идентификация рисков инвестиционного проекта разработки рудных месторождений золота
Установление общих границ, в пределах которых конкретные виды факторов рисков могут влиять на экономические результаты проекта

Продолжение рис. 7.4

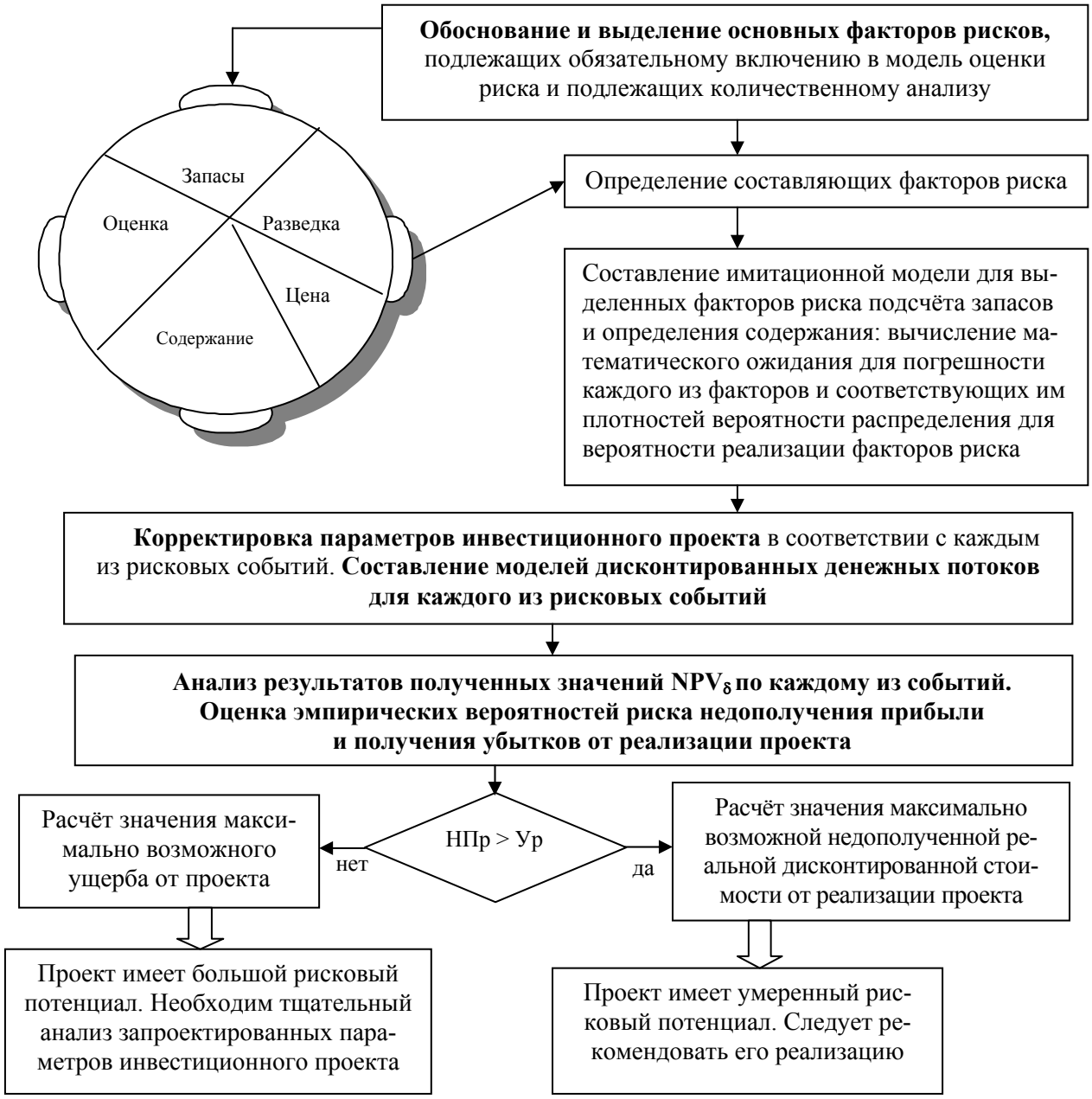



Рис. 7.4. Алгоритм комплексной методики экономического обоснования эффективности разработки рудных месторождений золота с учетом факторов риска

Общее количество извлеченного и реализованного за весь период разработки рудного месторождения золота $М_т$ составляет:

$$М_т = \sum_{t=1}^{T} Дp_t \alpha_t \varepsilon_t Ц_t .$$

Общий финансовый итог разработки рудного месторождения золота:

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} \frac{Дp_t \alpha_t \varepsilon_t Ц_t}{(1+e_p)^t} + \sum_{t=1}^{T} \frac{A_t}{(1+e_p)^t} - -\sum_{t=1}^{T} \frac{Z\partial_T + Zn_t}{(1+e_p)^t} - \sum_{t'=1}^{t'} \frac{K_t}{(1+e_p)^t},$$

где $А_t$ – амортизационные отчисления в t-м году, р.; $К_t$ – инвестиционные вложения в t-м году, р.

Количество извлеченного и реализованного за весь период разработки рудного месторождения золота $М_т$ должно быть достаточным для покрытия всех видов издержек производства и инвестиций в освоение золоторудного месторождения.

Рассматривая вопросы влияния риска на принятие решений при отработке рудных месторождений золота можно сделать следующие выводы.

Для оценки экономической эффективности разработки рудных месторождений золота с учётом фактора риска обосновано использование предложенной методики, которая позволяет оценить эффективность инвестиций и дать количественную оценку риска инвестиционного проекта разработки золоторудных месторождений в зависимости от совокупности рисковых событий с учётом количественной оценки факторов, их образующих.

В рассматриваемом примере выявлены и проанализированы возможные варианты развития разработки рудного месторождения золота «Зун-Холба» – наиболее вероятный, оптимистический и пессимистический. Выполнены расчёты показателей эффективности разработки золоторудного месторождения для наиболее вероятного варианта и обосновано решение о привлечении инвестиций в разработку.

Оценка риска инвестиционного проекта, апробированная на примере наиболее вероятного варианта развития проекта разработки золоторудного месторождения «Зун-Холба», позволила:

– количественно оценить негативные финансовые последствия проекта, связанные с риском;

– определить наиболее «риск-опасные» факторы инвестиционного проекта, экспертиза которых может значительно снизить (либо предотвратить) негативные финансовые последствия, сопряжённые с риском;

– повысить эффективность инвестиционного проектирования и увеличить точность оценок планируемой экономической эффективности проекта.

В разделе 7 предложен ряд мероприятий по снижению потерь, разубоживания и увеличению качества руды. Реализация указанных мероприятий позволит снизить потери при добыче и транспортировке руды, снизить показатели разубоживания и увеличить ее качество. Это позволит повысить экономическую эффективность реализации проекта разработки месторождения и снизить его рисковый потенциал.

# СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ


1. Агошков М. И. Подземная разработка рудных месторождений / М. И. Агошков, Г. М. Малахов. – М. : Недра, 1966. – 663 с.

2. Азоев Г. Л. Конкуренция: анализ, стратегия и практика / Г. Л. Азоев. – М. : Центр экономики и маркетинга, 1996. – 208 с.

3. Бакакин В. И. Основы ведения горных работ в условиях вечной мерзлоты / В. И. Бакакин. – М. : Металлургиздат, 1958. – 231 с.

4. Басовский Л. Е. Управление качеством : учебник / Л. Е. Басовский, В. Б. Протасов. – М. : Инфра-М, 2000. – 212 с.

5. Беневольский Б. И. Золото России: проблемы использования и воспроизводства минерально-сырьевой базы / Б. И. Беневольский. – М. : Геоинформцентр, 2002. – 464 с.

6. Войтковский К. Ф. Об учете ползучести мерзлых пород при оценке устойчивости незакрепленных выработок / К. Ф. Войтковский // Прочность и ползучесть мерзлых грунтов : сборник. – М. : АН СССР, 1963. – С. 186–203.

7. Галаев Н. З. Управление состоянием массива горных пород при подземной рвазработке рудных месторождений : учебник / Н. З. Галаев. – М. : Недра, 1990. – 176 с.

8. Дудинский Ф. В. Технические параметры разработки глубоких россыпей открытым способом / Ф. В. Дудинский. – Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2002. – 148 с.

9. Ежегодный доклад Союза золотопромышленников «Золото – 2011» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://zolteh.ru/index.php?dn=news&to=art&id=436.

10. Кныш М. И. Конкурентные стратегии : учеб. пособие / М. И. Кныш. – СПб. : С.-Петерб. ун-т экономики и финансов, 2000. – 284 с.

11. Конкурентоспособность регионов: теоретико-прикладные аспекты / под ред. Ю. К. Перского, Н. Я. Калюжновой. – М. : ТЭИС, 2003. – 472 с.

12. Костромитинов К. Н. Исследование и рекомендации по совершенствованию управления кровлей при подземной разработки мерзлых россыпей Якутии / К. Н. Костромитинов, Б. Д. Николенко, В. А. Шерстов. – Якутск : Якут. фил. СО АН СССР. – 1974. – 112 с.

13. Костромитинов К. Н. Организационно-экономическое проектирование разработки россыпных месторождений / К. Н. Костромитинов, Ф. Г. Грачев, В. Г. Печенкин. – Иркутск : Иркут. ин-т нар. хоз-ва, 1992. – 192 с.

14. Костромитинов К. Н. Оценка состояния конкурентной среды и конкурентоспособности организаций (предприятий) : учеб. пособие / К. Н. Костромитинов, В. М. Лысков. – 3-е изд., испр. и доп. – Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2012. – 183 с.

15. Котлер Ф. Основы маркетинга / Ф. Котлер, Г. Амстронг, Д. Сидерс. – 2-е европ. изд. – М. : Вильямс, 2004. – 944 с.

16. Кудряшев В. А. Основы проектирования разработки россыпных месторождений / В. А. Кудряшев, С. В. Потемкин. – М. : Недра, 1988. – 199 с.

17. Кулешова А. Б. Конкуренция в вопросах и ответах : учеб. пособие / А. Б. Кулешова. – М. : Проспект, 2005. – 256 с.

18. Лешков В. Г. Золото Российских недр / В. Г. Лешков, Е. Л. Бельченко, Б. В. Гузман. – М. : Экос, 2000. – 628 с.

19. Лешков В. Г. Разработка россыпных месторождений / В. Г. Лешков. – М. : Недра, 1985. – 568 с.

20. Лешков В. Г. Разработка россыпных месторождений : учебник / В. Г. Лешков. – М. : Горная кн. : Изд-во Моск. гос. ун-та. 2007. – 906 с.

21. Лившиц В. Н. Учет нестационарности при оценках инвестиций в России / В. Н. Лившиц, С. В. Лившиц // Аудит и финансовый анализ. – 1999. – № 1. – С. 61–90.

22. Лифиц И. М. Стандартизация, метрология и подтверждение соответсвия / И. М. Лифиц. – М. : Юрайт-Издат, 2013. – 411 с.

23. Лысков В. М. Оценка освоения месторождений золота / В. М. Лысков, К. Н. Костромитинов. – Иркутск : Изд-во БГУЭП, 2004. – 396 с.

24. Ляхов А. И. Извлечение и потери полезных ископаемых в процессе добычи / А. И. Ляхов. – Иркутск : Изд-во ИрГТУ, 2004. – 67 с.

25. Мазур И. И. Управление качеством / И. И. Мазур, В. Д. Шапира. – М. : Омега-Л, 2005. – 400 с.

26. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н. В. Мельников. – М. : Недра, 1982. – 416 с.

27. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных. – 2-я ред. – М. : Экономика, 2000. – 421 с.

28. Мишин В. М. Управление качеством : учеб. пособие / В. М. Мишин. – М. : Юнити-Дана, 2000. – 303 с.

29. Нурок Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ : учебник / Г. А. Нурок. – М. : Недра, 1985. – 471 с.

30. Окрепилов В. В. Управление качеством : учебник / В. В Окрепилов. – 2-е изд., доп. и перераб. – М. : Экономика, 1998. – 639 с.

31. Павлов А. М. Полнота и качество извлечения руды и металла при стадийной отработке маломощных полого падающих золотокварцевых жил на руднике Ирокинда / А. М.Павлов, В. А. Филонюк, Е. Л. Сосновская // Проблемы развития минеральной базы Восточной Сибири. Вып. 6 : сб. науч. тр. – Иркутск : ИрГТУ. – 2006. – С. 97–107.

32. Петросов А. А. Оптимизация решений при разработке урановых месторождений / А. А. Петросов, Н. И. Чесноков, А. А. Виноградов. – М. : Атомиздат, 1974. – 156 с.

33. Петросов А. А. Экономические риски горного производства : учеб. пособие / А. А. Петросов, К. С. Мангуш. – М. : Изд-во МГГУ, 2002. – 142 с.

34. Подземная разработка россыпных месторождений Якутии / В. А. Шерстов, В. Н. Скуба, К. Н. Лубий, К. Н. Костромитинов. – Якутск : Кн. изд-во, 1981. – 180 с.

35. Портер М. Э. Конкуренция : пер. с англ. : учеб. пособие / М. Э. Портер. – М. : Вильямс, 2000. – 495 с.

36. Ржевский В. В. Открытые горные работы Ч. 1. Производственные процессы / В. В. Ржевский. – М. : Недра, 1985. – 548 с.

37. Рожновский А. А. Разработка россыпных месторождений / А. А. Рожновский. – М. : Недра, 1968. – 304 с.

38. Сосновский Л. И. Управление геомеханическими процессами при подземной разработке золоторудных месторождений / Л. И. Сосновский, Е. Л. Сосновская // Проблемы развития минеральной базы Восточной Сибири : сб. науч. тр. –Иркутск : Изд-во ИрГТУ. – 2000. – С. 96–100.

39. Тальгамер Б. Л. Гидротехнические сооружения при дражной разработке россыпных месторождений : учеб. пособие / Б. Л. Тальгамер. – Иркутск : ИрГТУ, 1996. – 60 с.

40. Техника и технология подготовки многолетнемерзлых пород к выемке / В. М. Емельянов [и др.]. – М. : Недра, 1978. – 280 с.

41. Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М. И Агошков [и др.]. – М. : Недра, 1974. – 312 с.

42. Технология равзработки золоторудных месторождений / под ред. В. П. Неганова. – Недра, 1995. – 336 с.

43. Томаков П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ : учебник / И. К. Наумов, П. И. Томаков. – М. : Недра, 1980. – 312 с.

44. Управление качеством : учебник / под ред. С. Д. Ильенковой. – М. : Банки и биржи : ЮНИТИ, 1998. – 199 с.

45. Управление обеспечением качества и конкурентоспособности продукции / И. Л. Маренков, В. П. Мельников, В. П. Смоленцев, А. Г. Схиртладзе. – Ростов н/Д. : Феникс, 2004. – 512 с.

46. Фатхутдинов Р. А. Конкурентоспособность организации в условиях кризиса: экономика, маркетинг, менеджмент / Р. А. Фатхутдинов. – М. : Книготорг. центр «Маркетинг», 2002. – 892 с.

47. Фатхутдинов Р. А. Управление конкурентоспособностью организации : учеб. пособие / Р. А. Фатхутдинов. – М. : Эксмо, 2004. – 544 с.

48. Чемезов В. В. Рациональная эксплуатация россыпных месторождений / В. В. Чемезов. – М. : Недра, 1980. –185 с.

49. Черенков В. И. Международный маркетинг / В. И. Черенков. – СПб. : ИВЭСЭП : Знание, 2003. – 845 с.

50. Шорохов С. М. Разработка россыпных месторождений и основы проектирования / С. М. Шорохов. – М. : Госгортехиздат, 1963. – 764 с.

Научное издание

**Костромитинов** Константин Николаевич
**Лысков** Владимир Мефодьевич

# Оценка эффективности отработки месторождений драгоценных металлов

Издается в авторской редакции

Технический редактор
*А. С. Ларионова*

ИД № 06318 от 26.11.01.
Подписано в печать 15.06.15. Формат 60x90 1/16. Бумага офсетная. Печать трафаретная. Усл. печ. л. 33,1. Тираж 500 экз. Заказ.

Издательство Байкальского государственного университета
экономики и права.
664003, г. Иркутск, ул. Ленина, 11.

Отпечатано в ИПО БГУЭП.