

Санакулов К.

**ЭФФЕКТИВНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПРИ КУЧНОМ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА**

ИЗДАНИЕ ВТОРОЕ,
ПЕРЕРАБОТАННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ

Посвящается 30-летию независимости Республики Узбекистан

Навои 2021

УДК 622.234.42:553.41

ББК 26.341

С 18

В монографии освещены теоретические и практические вопросы внедрения, усовершенствования кучного выщелачивания при освоении техногенного месторождения золота. Представлен анализ влияния минералогического состава руд на процесс кучного выщелачивания золота, накопленного опыта, проектных решений и технологических показателей выщелачивания золота из многоярусного штабеля. Исходя из опыта эксплуатации многоярусных штабелей кучного выщелачивания, разработаны технические решения по повышению вместимости подушки выщелачивания, выявлены факторы и их влияние на устойчивость многоярусного штабеля рудной массы. Обоснована расчетная схема для определения устойчивых параметров штабеля, разработаны технологические решения и определены геомеханические условия для штабеля повышенной вместимости. Процесс кучного выщелачивания золота рассмотрен как саморегулирующая система «орошение-фильтрация-дренаж». При этом, для ускорения оборачиваемости раствора, и снижения возможных потерь растворённого золота, определены рациональная высота выщелачиваемого слоя и особенности формирования подушки выщелачивания, обоснованы варианты её размещения и конструкции, дана экономическая оценка технических решений по расширению подушки выщелачивания. Разработаны решения по технологической модернизации кучного выщелачивания из многоярусного штабеля.

Монография предназначена для специалистов в области освоения природных и техногенных месторождений полезных ископаемых, инженерно-технических работников, докторантов и студентов учебных заведений горно-металлургического и химического направления.

Ответственный редактор

доктор технических наук, доцент У.А. Эргашев

Рецензенты:

доктор технических наук, профессор И.Т. Мислибоев

доктор технических наук, доцент У.З. Шарафутдинов

ISBN 978-9943-6652-2-4

© Типография НГМК, 2021 г.

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время оставшиеся запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легкообогатимыми рудами практически истощены, а в разработку вовлекаются труднодоступные по добыче и сложные по переработке руды, тем самым систематически повышаются затраты на выпускаемую продукцию. При сложившейся ситуации высокие цены металлов на мировом рынке создают благоприятные условия для разработки месторождений с низким содержанием полезных компонентов в сложных горнотехнических и природно-климатических условиях, а также вовлечение в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения.

Извлечение золота методом цианирования превратилось в коммерческий процесс благодаря пионерской работе шотландцев братьев Роберта и Уильямса Форрестов, а также Д.С. Макарура. В 1887 г. они получили британский патент, а в 1889 г. – целую серию американских патентов. Патенты охватывали процессы агитации пульпы цианидом в присутствии воздуха и последующее осаждение золота цинком из выделяемого золотоцианидного раствора. Это стало подлинной вехой в развитии металлургии золота, поскольку был, наконец, открыт химический метод переработки золотосодержащих руд. Демонстрационная полупромышленная установка была построена в 1888 году в Рейвенсвуде штат Квинсленд, а первая промышленная установка цианирования рудного золота на руднике Краун

Майнс, провинция Окленд в Новой Зеландии. Использование цианида в Витватерсранде впервые произошло на руднике Робинсон в 1890 г. Две первые фабрики в США были пущены в 1891 г. в Меркуре, штат Юта и Калумете, штат Калифорния. Благодаря применению цианирования, производство золота в Южной Африке возросло с 0,3 тыс. унций в 1890 г. до 300,0 тыс. унций в 1893 г. В период с 1892 по 1905 годы производство золота в США увеличилось с 1,7 млн. унций до 4,6 млн. унций, и это существенно, поскольку большая часть прироста была получена за счет переработки руд, плохо поддававшихся гравитационному обогащению и амальгамации, а также за счет повторной обработки хвостов, образовавшихся ранее (техногенные отходы).

Цианирование оказалось настолько дешевым и эффективным методом обработки золотосодержащих руд, что не только стало практически повсеместно применяться для обработки руд на новых рудниках, но и полностью заменило все другие способы выщелачивания. Эволюционное развитие метода на практике шло на протяжении десятилетий, сопровождаясь иногда революционными прорывами, такими как разработанные Горным Бюро США и внедренные в 1952 г. методы извлечения золота из продуктивного раствора угольной сорбцией и последующего натрий каустического элюирования (десорбции).

За последние 20-30 лет около 92% всего произведенного в мире золота получено с использованием цианидов; остальное – это, главным образом, попутный продукт, извлекаемый из флотационных концентратов

основных цветных металлов путем плавки и рафинирования, а драгоценные металлы перерабатывались соответствующими технологиями.

Накопленный практический опыт и знания в освоении таких месторождений привели к созданию нового способа добычи благородных металлов – кучного выщелачивания.

Современная технология кучного выщелачивания (КВ) благородных металлов получила свое развитие в основном в последние 25-35 лет, хотя применение этого метода имеет давнюю историю. Например, на шахтах Венгрии извлекали медь из подотвальных медьсодержащих вод еще в середине XVII века, а испанские горняки делали то же самое, пропуская кислые растворы через крупные кучи окисленных медных руд на берегах Рио Тинго в 1752 году. К 1900 г. уже использовались такие технологии, как циклическое выщелачивание с выстаиванием с целью повышения извлечения металла. С конца 50-х годов кучное выщелачивание как кислотными, так и щелочными растворами практикуется в урановой отрасли.

Вместе с этим кучное выщелачивание руд благородных металлов с использованием цианирования тоже, впервые было предложено Горным бюро США в 1967 г. Первое коммерческое применение этого процесса было осуществлено в конце 60-х годов компанией Карлин Голд Майнинг в северной Неваде.

Первое предприятие кучного выщелачивания промышленного масштаба (использовавшее метод угольной сорбции) было запущено в Кортесе, штат Невада в 1974 г. Исходным сырьем являлись складированные на руднике бедные руды с

содержанием золота менее 2,5 г/т (по меркам того периода). В США кучное выщелачивание (цианирование) для переработки бедных руд быстро развивалось, так как цены на золото в середине 1970-х годов стали расти.

В 1980-е годы метод получил глобальное распространение, эффективность его возросла после реализации в 1979 году разработок Горного Бюро США по окомкованию (агломерации) дробленых руд. Многие из открытых в те годы месторождений не могли быть освоены с использованием традиционных методов кучного выщелачивания из-за того, что глинистые частицы (либо другая тонкая фракция, возникающая в результате дробления) препятствовали равномерному просачиванию раствора через рудный штабель. Технология агломерационного кучного выщелачивания оказалась пригодной для переработки большинства руд, отходов, хвостов гравитационного и флотационного обогащения и привела к резкому увеличению объемов производства золота.

В последующие годы развитие и совершенствование технологии кучного выщелачивания происходило по всем возможным направлениям. Были введены высокопроизводительные способы дробления и подготовки руд к выщелачиванию и укладки руды в штабели, в том числе в многоярусные штабели, системы регулируемого капельного орошения куч и эффективные режимы фильтрации, способы уменьшения потерь при хранении растворов, контроля и управления химическими реакциями, происходящими в процессе выщелачивания и другие.

Кучное выщелачивание, позволившее вовлекать в отработку крупные месторождения с бедными (0,7-1,5 г/т) рудами, стало главным фактором развития золотодобычи в США, Австралии, Канаде, Мексике, Бразилии, Чили, Узбекистане, России, Казахстане и других странах и дало им возможность за тридцать пять лет в 2-3 раза увеличить добычу золота. Использование кучного выщелачивания позволило вовлекать в отработку не только крупные месторождения бедных руд, но также и вскрышные породы, техногенное золотосодержащее сырье (хвосты обогащения руд цветных и драгоценных металлов) и небольшие по запасам месторождения (от нескольких десятков килограммов до 1-2 тонн), расположенные в малоосвоенных районах. В настоящее время примерно половина мировой добычи золота приходится на технологию кучного выщелачивания.

В начале нынешнего столетия в Навоийском горно-металлургическом комбинате (НГМК) Кызылкумского региона ситуация складывалась таким образом, что через определенное время оставшиеся запасы месторождений не смогут стабильно обеспечить рост объемов производимого комбинатом золота.

Ухудшения горно-геологических и горнотехнических условий освоения месторождений в сочетании с истощением запасов, что в свою очередь заставляет ученых и практиков обратить особое внимание на альтернативные виды сырья, такие как отходы горно-перерабатывающего производства и другие виды техногенного образования.

Необходимо подчеркнуть, что при отработке месторождений, как правило, накапливается значительное количество золотосодержащих забалансовых руд и отходов добычи и переработки. При такой ситуации, время диктует приступить к изучению, с точки зрения возможного использования их в качестве резервного сырьевого источника и рассматривать их в качестве техногенных месторождений.

Минерально-сырьевая база золоторудного месторождения Мурунтау и смежных с ним месторождений Мютенбай и Чукуркудук составляет около 2,0 млрд. т руды. При этом в отвалах находится около 2,2 млрд. т минеральной массы с перспективой роста этих объемов. В мировой практике для рационального освоения золоторудных месторождений с бедными по содержанию рудами и техногенных образований благородных металлов хорошо зарекомендовала себя технология кучного выщелачивания. Эта технология отличается относительной простотой геотехнологического процесса, низкими капитальными затратами и текущими расходами.

Предпосылками для внедрения КВ в Узбекистане послужило постоянное стремление НГМК к увеличению выпуска высоколиквидной продукции за счет других источников сырья образовавшиеся вокруг месторождения Мурунтау. В этих целях промышленное освоение технологии КВ начато в 1995 г.

Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей в НГМК продолжается по сегодняшний день. Предусмотренная проектом технологическая схема КВ

включает в себя следующие стадии: горные работы, многостадийное дробление, транспортирование с одновременным окомкованием (агломерация), укладка в многоярусный штабель, кучное выщелачивание и получение металлов из растворов. Внедрение КВ позволяет, несмотря на невысокое качество оставшейся сырьевой базы, практически полностью отработать сырьевые ресурсы объединенного карьера «Мурунтау-Мютенбай». Обоснованность выбора стратегии расширения минерально-сырьевой базы золота за счет внедрения технологии КВ базируется на взаимодействии теории и практики переработки сырья по заводской и упрощенной (кучное выщелачивание) технологии.

Широкомасштабное внедрение технологии КВ при освоении золоторудных месторождений бедных руд и техногенных образований решает важнейшую социально-экономическую проблему преобразования минеральных ресурсов в ресурсы социально-технологического назначения, что имеет существенное народнохозяйственное значение для страны. При этом эффективность внедрения малозатратных процессов требует обобщения накопленного опыта, а повышенный интерес представляет формирование многоярусных штабелей с выявлением причин неполного использования их потенциальной вместимости и выщелачивающих возможностей рабочего раствора.

Повышение вместимости подушки выщелачивания при формировании многоярусных штабелей имеет некоторые особенности, связанные с использованием сыпучих материа-

лов, вяжущих добавок и воды. При этом не учитывается влияние на устойчивость перенасыщения штабеля растворами из-за различия в фильтрационных свойствах верхнего и нижнего яруса, не рассматриваются варианты увеличения угла откоса штабеля и повышения извлечения золота из откосной зоны.

Перечисленные особенности формирования многоярусного штабеля и процесса обработки уложенного в него материала рабочими растворами потребовали привлечения расчетных методов, базирующихся на современной математической интерпретации и компьютерном моделировании геомеханических процессов в породных массивах.

Выщелачивание золота из многоярусных штабелей представляет собой циклический процесс, на протяжении которого слой рудной массы подвергается периодическому воздействию рабочих растворов, происходящему по мере отсыпки и включения в работу очередного яруса. При этом требуют проработки взаимосвязи интенсивности извлечения золота с высотой штабеля и количеством ярусов в одновременной работе.

Формирование подушки выщелачивания, ее размещение с учетом особенностей местности и протекание процессов в многоярусном штабеле во многом определяет экономическую эффективность строительства и процесса КВ, являясь основой себестоимости выпускаемой продукции.

В первом издании книги освещены теоретические и практические вопросы развития кучного выщелачивания при освоении месторождений золота. Представлен анализ

влияния минералогического состава руд на процесс кучного выщелачивания золота, накопленного опыта, проектных решений и технологических показателей выщелачивания золота из многоярусного штабеля. Разработаны технические решения по повышению вместимости подушки выщелачивания, выявлены факторы и их влияние на устойчивость многоярусного штабеля рудной массы. Обоснована расчетная схема для определения устойчивых параметров штабеля, разработаны технологические решения и определены геомеханические условия для штабеля повышенной вместимости. Процесс кучного выщелачивания золота рассмотрен как саморегулирующаяся система «орошение-фильтрация-дренаж». Определены рациональная высота выщелачиваемого слоя в многоярусном штабеле и особенности формирования подушки выщелачивания, обоснованы варианты её размещения и конструкции, дана экономическая оценка технических решений по расширению подушки выщелачивания. Разработаны решения по технологической модернизации процесса кучного выщелачивания из многоярусного штабеля.

Интенсификация производства и изменение цены на золото потребовали изменить взгляд на организацию процесса кучного выщелачивания.

В 2017 году была утверждена Программа по увеличению производства драгоценных металлов в НГМК до 2026 года в основу которой была заложена концепция поэтапного расширения производственных мощностей, строительство новых и вовлечение более мелких месторож-

дений золота. Данная программа выполняется с учетом новых приоритетов по применению ресурсосберегающих технологий, базирующихся на внедрении высокоэффективных современных способов.

Настоящая монография является вторым изданием автора, которая дополнена и исправлена с учетом проделанных работ за последние десять лет по усовершенствованию и эффективному использованию техногенных ресурсов Мурунтау, отражающих многолетний опыт создания и развития технологии КВ из многоярусного штабеля.

Автор выражает искреннюю признательность коллегам по работе в НГМК и Навоийском государственном горном институте за практическую помощь в проведении научных исследований и активное внедрение результатов исследований в практику по усовершенствованию технологического процесса.

ГЛАВА 1

ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРИМЕНЕНИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА В КЫЗЫЛКУМСКОМ РЕГИОНЕ

- 1.1. Состояние золоторудной минерально-сырьевой базы НГМК**
- 1.2. Особенности разработки золоторудных месторождений Кызылкумского региона**
- 1.3. Геолого-промышленная характеристика, программа и перспектива развития освоения золоторудных месторождений Кызылкумского региона**
- 1.4. Геотехнологические условия применения кучного выщелачивания при освоении месторождений золота в Кызылкумском регионе**
- 1.5. Влияние минералогического состава руды на процесс кучного выщелачивания золота**

1.1. Состояние золоторудной минерально-сырьевой базы НГМК

Важнейшее значение для промышленного освоения месторождений золота имеет вещественно-минералогический состав руды, связанный с генетическим типом и характером вторичных изменений пород в зоне окисления и определяющий ее технологические свойства. По этим признакам месторождения Кызылкумского региона делятся на: золотокварцевые, золотоколчеданные и комбинированные.

К первому типу относятся месторождения Мурунтауского рудного поля (Мурунтау, Мютенбай, Бесапантау, Бойлик, Чукуркудук), а также месторождения Алтынсай и Айтым, приуроченные к Алтынтаускому гранитоидному массиву (горы Букантау). Для перечисленных месторождений характерны малое содержание сульфидов (до 2%) в виде вкрапленности и маломощных прожилков, а также тесная ассоциация золота с кварцем. Золото в руде преимущественно свободное (85-95%), тонкодисперсное (на золотины размером менее 0,05 мм приходится до 40-45% от общей массы золота). Коэффициент крепости руды и вмещающих пород $f = 10-14$.

Низкое содержание сульфидов приводит к слабому проявлению зоны окисления и относительно небольшому масштабу переотложения золота. Рациональная схема переработки золотокварцевых руд – дробление, гравитационное обогащение с выходом до 30-40% золота в концентрат и прямое цианирование оставшейся рудной массы. При кучном выщелачивании в зависимости от

содержания золота в исходной руде требуется измельчение до 3-10 мм, что позволяет получить при цианировании коэффициент извлечения до 60%.

Золотоколчеданные месторождения и рудопроявления широко распространены по границам тектонических блоков, краевые разломы которых служат областями дегазации и дегидратации глубинных базальтовых магм. Основными носителями золота в данном случае являются сульфидные (пирит-арсенопиритовые с пирротином и сульфосолями) и кварцсульфидные жилы и прожилки. С сульфидами связано не менее 40% золота. Руды таких месторождений также характеризуются повышенным содержанием мышьяка. Между содержаниями золота, мышьяка и серы установлены корреляционные взаимосвязи.

На месторождениях золотоколчеданного типа широко развиты процессы окисления сульфидов и переотложения золота в зоне гипергенеза. При этом переотложение золота происходит в виде пленок по трещинам и кристаллическим элементам вмещающих пород. Такое золото легко извлекается (до 90%) цианистыми растворами при дроблении исходной руды всего лишь до 20-25 мм.

Переотложение золота в ассоциации с гидроокислами железа нередко сопровождается формированием вторичных месторождений за счет непромышленных первичных колчеданных руд. К месторождениям данного типа относятся Амантайтау, Аджибугут, Аристантауская и Восточно-Тамдынская группы, а также многие рудные зоны Кокпатаского рудного поля.

Технология переработки золото-колчеданных руд предусматривает обжиг или автоклавное разложение в сочетании с флотацией измельченной руды либо применение технологии биологического окисления или кислородно-известковое окисление флотоконцентрата.

Месторождения третьего типа включают золото-кварцевые и золото-колчеданные руды. Наиболее характерное месторождение этого типа – Даугызтау. К нему также относится часть рудных зон на месторождении Кокпатас и Бельтауского рудного поля. По вещественно-минералогическому составу и технологическим особенностям они обладают свойствами руды как первого, так и второго типов, поскольку представлены окисленными, сульфидными и смешанными рудами.

Геологическая характеристика золоторудных месторождений Кызылкумского региона рассматривается на примере месторождений золота Мурунтау, Даугызтау, Кокпатас.

Месторождение Мурунтау представляет собой крупный по размерам штокверк, переходящий в восточном направлении в систему сближенных линейных субширотных зон с многочисленными мелкими рудными телами. Основные рудовмещающие породы штокверка представлены метаморфизованными песчаниками и алевролитами углисто-кварцевого состава, тонко переслаиваемыми со слюдисто-кварцевыми, кварц-хлоритовыми и углисто-слюдистыми сланцами. Строение штокверка определяется сочетанием кулисообразно расположенных секущих кварцевых жил, иногда кварцевых брекчий и систем кварцевых и сульфидных

прожилков. От характера проявления и сочетания этих образований зависит формирование морфологического типа рудных тел на различных участках месторождения. Промышленные руды в основном сосредоточены в трех крупных залежах, главный структурный элемент которых – секущие крутопадающие жилы, группирующиеся в субширотные системы, мощность которых достигает 100 м.

Первая рудная залежь расположена в западной и северо-западной частях месторождения и считается самой крупной по размерам. Промышленные руды прослежены по простиранию на 1200-1300 м, ширина изменяется от 400 до 750 м. По падению рудная залежь прослежена на глубину 750 м.

Вторая рудная залежь расположена в северо-восточной части месторождения. Мощность залежи изменяется от 15-25 до 280 м. По простиранию залежь прослежена до 800-1000 м. Промышленные руды в основном приурочены к ее крутопадающей части, распространяющейся на глубину 750-1000 м при незначительном изменении мощности.

Третья рудная залежь расположена в юго-восточной части месторождения. По простиранию она прослежена с небольшими перерывами на 1100-1300 м, по падению - на глубину до 350 м. Мощность залежи колеблется от 15 до 150 м, при средней ее мощности – 50-60 м.

Распределение оруденения внутри рудных залежей весьма неравномерное, прерывистое и представлено закономерно расположенными, часто перемещающимися участками кондиционных и некондиционных руд или пустых пород.

Открытие золоторудного месторождения Мурунтау явилось крупнейшей вехой в промышленном и культурном развитии пустынных районов Западного Узбекистана. Оно признано международной геологической общественностью величайшим событием второй половины двадцатого столетия в области золота. Площадь месторождения сложена метаморфизованными терригенными породами (песчаники, алевролиты, углисто-кварцевые сланцы). Золотоносное оруденение локализуется в секущих крутопадающих кварцевых жилах с ореолами прожилкового окварцевания мощностью до 100 м с отходящими от них пологозалегающими апофизами в виде систем кварцевых и сульфидных прожилков. Морфологически месторождение представляет собой мегаштокверк, из этажно расположенных жильно-прожилковых зон, мощных крутых стержневых и существенно пологих кварцевых жил, а также систем крутых сульфидно-кварцевых прожилков. Основной объем оруденения приурочен к окварцованным метасоматитам, наиболее высокие содержания золота связаны со стержневыми жилами. Золоторудные залежи прослежены по простиранию на 800–1500 м, на глубину – 1500 м, а сверхглубокой структурной скважиной промышленное содержание золота установлено на глубине 2500 м. Прогнозные ресурсы оценивают почти в 2,5 раза больше утвержденных запасов.

На первом этапе геологического изучения месторождение Мурунтау относилось к жильному типу, поэтому рассматривалось и разведывалось как система золотоносных

кварцевых жил. Оцененные запасы объекта не обеспечивали его рентабельную разработку в сложных условиях. Однако дальнейшими геологоразведочными работами была установлена золотоносность вмещающих пород, имеющих вкрапленную и прожилковую минерализацию и насыщенных разноориентированными кварцевыми прожилками, что послужило основой для изменения представлений о морфологии и структуре месторождения. В предложенной Г.В. Касавченко модели (1963 г.) оно рассматривалось как крупный, неправильной формы штокверк, вытянутый в субширотном направлении. Штокверковая модель месторождения оказалась весьма конструктивной, что проявилось в первую очередь в изменении методики геологоразведочных работ, переориентированных «на массу» штокверка, и привело к значительному увеличению запасов.

Запасы, утвержденные для карьера «Мурунтау» по состоянию на 01.04.1969 г., были подсчитаны методом вертикальных разрезов по данным опробования геологоразведочных скважин до глубины 350 м, пробуренных по сетке 80х60 м. Они послужили основой для проектирования I и II очередей отработки карьера «Мурунтау», однако значительно отличались от прогнозных и имели достаточно обоснованные предпосылки на увеличение общих запасов месторождения Мурунтау (рис. 1.1). Поэтому одновременно с развитием I очереди отработки карьера интенсивно вели разведку флангов и глубоких горизонтов месторождения. В 1976 г. составлен проект III очереди для отработки запасов до глубины 460 м. К 1985 г. возникла существенная

необходимость в пересчете запасов месторождения, которая была обусловлена:

- значительным объемом дополнительных данных по опробованию новых разведочных скважин и подземных выработок, что расширило представление о границе месторождения;

- большим объемом информации по эксплуатационному опробованию, позволяющей сопоставить результаты первоначального подсчета запасов с фактически отработанными запасами и при необходимости внести соответствующие коррективы в методику подсчета;

- неточностью принятого ранее метода подсчета запасов; прирост запасов балансовых руд составил 131,5 млн. т., т.е. сырьевая база месторождения увеличилась с 269 до 400,5 млн. т., что позволило гарантировать продолжение выемки запасов по технологии открытых горных работ.

В 1992 г. на базе этих запасов АО «ВНИПИпромтехнологии» было выполнено ТЭО строительства IV очереди карьера (см. рис. 1.1). В соответствии с ТЭО, предусматривали отработку запасов до глубины 560 м с последующим переходом на подземные горные работы, которыми предполагали отработать месторождение до глубины 950-1000 м. Сопоставление погашенных геологических запасов (1992 г.) с фактически отработанными запасами карьера выявило завышение среднего содержания золота на 24%, что потребовало введения корректирующих коэффициентов в методику подсчета запасов.

Следующим этапом развития методов оценки сырьевой базы предприятия явилось использование

компьютерных технологий обработки геологической информации. Эти работы выполняли совместно специалисты компании России и Навоийского горно-металлургического комбината и завершились в 1998 г. построением блочной математической модели месторождения и подсчетом его запасов.

Компьютерная технология обработки геологической информации, опираясь на гистограмму распределения содержаний, позволяет подсчитать запасы месторождения при любом бортовом содержании полезного компонента и получить оценку этих запасов по результатам эксплуатационной разведки.

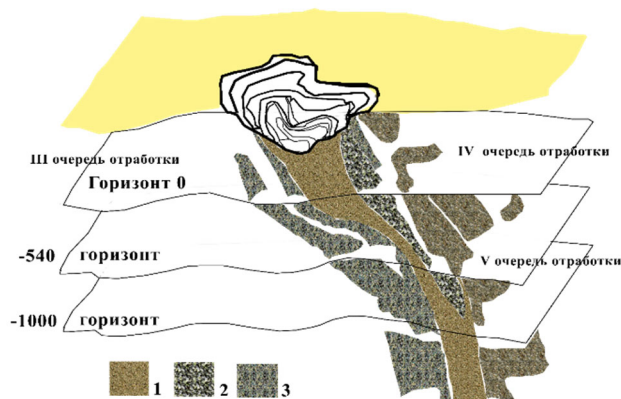


Рис. 1.1. Блок-диаграмма месторождения Мурунтау (составлена по материалам И.О. Хамроева): 1 – золоторудная минерализация по поверхности, в контуре карьера и в вертикальной плоскости Южного разлома; 2 – внешний контур золоторудного штокверка; 3 – контур карьера

Соответствие математической модели месторождения и разработанного метода подсчета запасов реальному распределению полезного ископаемого в недрах было

проверено на отработанном объеме месторождения. Для этого проведено сопоставление запасов, определенных традиционным методом по данным детальной разведки (1985 г.) и методом математического моделирования (1998 г.), с результатами их погашения по данным эксплуатационной разведки (сеть скважин 5,6x5,6 м). При этом запасы, определенные по данным эксплуатационной разведки, принимались за эталонный вариант. Результаты сравнения приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1

Средние относительные погрешности оценки запасов месторождения Мурунтау (по сравнению с данными эксплуатационной разведки), %

Бортовое содержание, г/т	Оценка запасов с использованием математической модели			Оценка запасов традиционным методом		
	Руда	Содержание	Металл	Руда	Содержание	Металл
1,0	9,5	9,4	14,8	20,7	12,7	23,2
1,5	11,9	8,8	17,8	22,4	13,8	26,3
2,0	17,5	10,1	22,7	28,0	14,3	29,8

Результаты сопоставления суммарных оценок запасов по всем исследованным участкам для различных бортовых содержаний с результатами отработки показали хорошую сходимость. Весьма впечатляющими оказались результаты использования данных компьютерных технологий для корректировки ТЭО горных работ IV очереди карьера. Объем оптимальной финальной формы карьера IV очереди (считая

его от современного рельефа) снизился с 1141 млн. м³ (ТЭО-92) до 624 млн. м³, т. е. более чем на 40% (при углах наклона бортов, принятых в ТЭО-92). При этом кондиционные запасы металла уменьшились всего на 9%. Расчеты показывают, что в результате компьютерных технологий из контуров карьера удалось исключить те запасы, которые нерентабельны ввиду больших затрат на вскрышные работы.

График-календарь развития карьера III и IV очереди, построенный с использованием компьютерных технологий, позволил распределить объемы горных работ таким образом, что производительность карьера по горной массе снизилась в первые годы строительства IV очереди с 45-48 млн. м³ (ТЭО-92) до 35-37 млн. м³. Благодаря этому значительно повысилась эффективность работ по созданию IV очереди карьера.

Таким образом, использование при разработке ТЭО IV очереди карьера компьютерных технологий построения оптимальной финальной формы карьера и графика его развития позволило выделить активную часть запасов месторождения Мурунтау с обеспечением оптимальных экономических показателей их отработки.

Вовлечение в переработку забалансовой руды является еще одним из значительных этапов эволюции сырьевой базы предприятия. Ориентация на расширение сырьевой базы за счет такой руды была принята в качестве перспективного направления практически с самого начала освоения месторождения Мурунтау. Для этого уже в первые годы на карьере «Мурунтау» вели отдельную добычу и складирование товарной и забалансовой руд и вскрышных

пород. Включение в сырьевую базу предприятия запасов с бортовым содержанием 1 г/т стало возможным в результате непрерывного наращивания перерабатывающих мощностей и совершенствования технологии переработки золотосодержащих руд.

Карьер IV очереди запроектирован до глубины 630 м и в этом контуре сосредоточены запасы, которые обеспечат работу предприятия и выпуск золота, согласно разработанной Правительственной программе, на стабильном уровне (с учетом складских запасов забалансовой руды и минерализованной массы) до 2023 г.

К 2016 г. геолого-экономический анализ запасов и ресурсов, приращенных подразделениями Госкомгеологии РУз и НГМК (с 1998 по 2015 г.) по месторождениям Мурунтау и Мютенбай, показал возможность вовлечения в отработку запасов, расположенных на флангах и глубоких горизонтах месторождения Мурунтау (до –300 м), совместно с запасами месторождения Мютенбай объединенным карьером «Мурунтау–Мютенбай».

Отменен вариант открыто-подземной отработки фланговых и глубоких запасов карьера «Мурунтау». В связи с этим в 2016 г. комбинат с привлечением иностранных компаний приступил к составлению ТЭО кондиций и пересчету запасов и ресурсов месторождений Мурунтау и Мютенбай в имеющихся границах разведки (за контурами IV очереди) по бортовому лимиту 0,5 г/т с использованием современных компьютерных технологий построения математической модели месторождения и оптимизации горных работ. Данная величина бортового содержания для

открытых работ позволяет обеспечить оптимальное соотношение балансовых запасов руды и золота, т.е. достичь максимально полного использования ресурсного потенциала недр при данных экономических условиях.

По результатам подсчета запасов месторождений Мурунтау и Мютенбай по бортовому лимиту 0,5 г/т (2016 г.) общие запасы руды для совместного карьера «Мурунтау-Мютенбай» составляют по состоянию на 01.01.2018 г. 1811,5 млн. т (в том числе в контуре IV очереди – 205 млн. т), в контуре карьера V очереди 1569,5 млн. т; для подземной добычи оставлено 37 млн. т. На основании выполненных проработок можно утверждать, что развитие совместного карьера на месторождениях Мурунтау и Мютенбай в оптимальных границах V очереди (–300м) будет высокоэффективным и рентабельным. Принятая цена золота в расчетах отвечает минимальному уровню тренда. Это обеспечивает достаточно высокий запас экономической устойчивости проекта и неизменность балансовой принадлежности подсчитываемых по принятым условиям запасов для открытой добычи на весьма длительный срок.

Месторождение Даугызтау локализовано в пределах южного крыла близ меридиональной синклинали и располагается на площади примерно в один квадратный километр, вытянутой в северо-восточном направлении.

С запада месторождение ограничивается крупным тектоническим нарушением, восточная его граница условно проводится в области затухания интенсивной мелкой складчатости рудовмещающих пород. Оно характеризуется сложными терригенными разностями. В общем объеме толщи

на долю песчаников приходится 30-35%, алевролитов – 40-50%.

На месторождении выделено 16 рудных зон, представленных вытянутыми в северо-восточном направлении крутопадающими линзовидными залежами, представляющими собой прожилково-вкрапленное оруденение. Решающим условием локализации залежей является их приуроченность к определенным тектоническим нарушениям в зоне разлома, падение которого в целом юго-восточное под углом 65-70°. В разрезе общая нарушенность зоны разлома неодинакова и подчиняется вертикальной структурной зональности, четко просматривающейся в центральной части месторождения. Здесь в поперечных сечениях вверх по разрезу наблюдается увеличение общей мощности зоны, количество же мелких субпараллельных и оперяющих нарушений возрастает. Балансовые интервалы внутри рудных залежей выделяются только по данным опробования.

Среди 16 залежей по своим размерам две характеризуются как крупные, две как средние, остальные мелкие. Позиция и ориентировка рудных залежей, в том числе и наиболее крупных, определяются рудовмещающими северными и северо-восточными разрывами. При этом в центральной части месторождения локализованы основные, наиболее мощные залежи. В непосредственной близости от южной ветви разлома они сближены и представляют собой единое тело. В северной части месторождения мощность основных рудных залежей уменьшается и по мере приближения к центральной части рудоконтролирующего

разлома, где наблюдается общее рассредоточение разрывной структуры, появляются серии мелких залежей. Таким образом, наблюдается общая компактность рудных залежей в южной и центральной частях месторождения и их расщепленность на севере. В вертикальном разрезе для центральной части месторождения наблюдается та же картина: на нижних горизонтах компактность залежей возрастает, а число их уменьшается.

Месторождение Кокпатас пространственно приурочено к крупной антиклинальной складке, осложненной тектоническими нарушениями разного порядка. Ядро антиклинали представлено известняками нижнего карбона, крылья мощной толщей слабо метаморфизированных осадочных и вулканогенных пород среднего карбона. Отложения карбона и вмещающие оруденения расчленяются на три свиты: известняк нижнего карбона, вулканогенно-осадочные и кварцево-карбонатно-сланцевые отложения среднего карбона.

Большая часть площади рудного тела перекрыта чехлом четвертичных отложений мощностью до 15 м. Закономерность локализации оруденения в пределах поля в основном определяется сочетанием литологического и структурного факторов. Оруденение пространственно приурочено к вулканогенным осадочным отложениям. Причем наиболее обогащена металлом третья пачка свиты, состоящая из кварцхлоритовых, кварцальбит-хлоритовых и кварц-серицит-хлоритовых углистых сланцев, переслаивающихся с песчаниками, в которой сосредоточено около 70%

разведанных запасов. Структурным фактором в основном определяются особенности строения рудных зон и залежей, а также их морфология, в которой роль складчатых дислокаций в сочетании с разрывными нарушениями проявляется особенно отчетливо. При этом детали морфологии рудных тел в значительной степени определяются трещинной тектоникой, сопровождающейся разрывами. Месторождение Кокпатас представляет собой не связанную в единое целое совокупность из 30 участков с промышленным содержанием золота.

В целом сложно структурные месторождения золота характеризуются:

- неоднородностью физико-механических свойств горных пород и различной блочностью массива;
- сложной конфигурацией рудных тел при отсутствии в ряде случаев естественных границ между рудой и породой;
- широким диапазоном изменений размеров рудных тел при отсутствии закономерности и неравномерном их распределении в горном массиве;
- крайне неравномерным распределением полезного компонента в рудных телах.

Таким образом, месторождения золота в Кызылкумском регионе характеризуются сложным строением рудных тел, высокой изменчивостью содержания полезных компонентов, крутыми углами падения, невыдержанной мощностью рудных тел и отсутствием в ряде случаев видимых отличий между рудой и вмещающими породами. В

рудах часто присутствуют углистые породы, являющиеся естественными сорбентами золота.

Центральные Кызылкумы условно разделены на подсистемы Северных, Центральных и Южных Кызылкумов, в которых группируются месторождения золота эндогенного и экзогенного происхождения и выделяются соответственно Букантауский, Мурунтауский и Самаркандский золоторудные районы, а в качестве перспективного выделен Султан-Уиздагский район. Эти подсистемы не имеют четких границ и рассматриваются как элемент горнопромышленного комплекса Навоийского горно-металлургического комбината.

В подсистеме Северных Кызылкумов рассматриваются горы Букантау с возвышенностями Кокпатас, Алтынтау и Окжетпес и известными в их пределах одноименными промышленными месторождениями золота и серебра, составляющими основу Букантаусского золоторудного района. В дальнейшем в пределы территории подсистемы могут быть включены горы Тулянташ и серия возвышенностей, расположенных к западу и к востоку от гор Букантау.

Здесь следует отметить, что горы Букантау по особенностям геологического строения подразделяются на Северное и Южное Букантау. Для Северного Букантау характерны рудопроявления типа медистых сланцев и песчаников, а также золото-медно-колчеданное оруденение в связи с зонами меланжа с телами серпентинитов и лиственитов, локализованными в вулканогенно-осадочных толщах палеозоя. Южное Букантау коррелируется с

комплексами горных пород Центральных Кызылкумов, относимых к Зарафшанско-Туркестанской зоне Южного Тянь-Шаня, а также сопоставляется с породами Зауральского поднятия Урала. В пределах Южного Букантау размещаются все промышленные и потенциально промышленные золоторудные объекты (табл. 1.2), территориально приуроченные к Кокпатаскому рудному полю, Кулкудук-Аякацинской и Окжетпес-Сукетинской площадям.

Таблица 1.2

**Оценка маломасштабных месторождений золота
гор Букантау**

Название	Параметры рудных тел, м			Содержание, г/т		Глубина оценки запасов, м	Коэффициент рудоносн.	Категория запасов (ресурс)
	длина по простиранию	протяженность по пад.	мощность (средн.)	бортовое	среднее			
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ирлир	30-70	10	1,3	1,0	5,66	10	1,0	P ₁
Айтым-7 (Дальний)	120	35	3,0	1,0	9,3	45	0,5-1,0	C ₂
Цжелсай II	400	60	4,5	1,5	3,6	60	0,59	C ₂
Каскыртау I	200	60	3,5	0,5	1,47	55	1,0	C ₂
Айтым-6	320	100	1,5	1,5	13,3	100	1,0	C ₂
Бозтау -I	830	35	7,0	0,5	1,1	30	1,0	C ₂
Бозтау-II	252	40	8,0	0,5	0,7	39	1,0	C ₂
Боздала-1	100	65	10,0	0,5	1,0	50	0,7	P ₁
Кушбан	374	30-60	10,0	0,5	0,7	15-30	1,0	P ₁

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Северный-И	650	60	10	0,5	2,6	35	1,0	P ₂
Горный	600	45	30	0,5	1,14	40	1,0	C ₂
Теренсай	133	15-30	5-18	1,5	2,3	16	0,9	C ₂
Серебряный	1900	200	15	0,5	1,4	35	1,0	P ₁
Каратаг	190	75	5,0	1,0	1,5	35	1,0	C ₂
Северный Алтынтау	240	270	6,1	1,0	2,54	204	1,0	C ₂
Алтынтау- VII	140	100	45	0,5	1,35	60	0,3	C ₂
Окжетпес-2	200	15-30	3-7	0,3	2,78	15-30	1,0	C ₁ +C ₂
Булуткан	60	70	0,5	1,0	6,5	70	1,0	C ₁ +C ₂

Кокпатаское рудное поле представлено серией рудных залежей, локализованных в метавулканогенной пачке углеродисто-хлоритовых сланцев, рассеченных густой сетью разнонаправленных даек кислого состава. Месторождение Кокпатас относится к масштабу очень крупных объектов, но состоит из серии среднемасштабных месторождений, территориально сближенных и расположенных в пределах единой структуры, вытянутой в северо-западном направлении. На золотосульфидную рудную формацию на участках Антимонитовый, Восточный, Карашахо и других наложена (серебро)-сурьмяно-кварцевая формация, осложняющая минерально-технологический тип «упорных» золото-пирит-арсенопиритовых (золото-арсенопирит-пиритовых) руд.

В приповерхностной части месторождений единого Кокпатаского рудного поля руды окислены в среднем до глубины 30 метров от дневной поверхности. Местами зона окисления достигает глубины 100 метров.

Центральная и Южная группы месторождений Кокпатаского рудного поля вовлечены в отработку. Северная группа маломасштабных месторождений рассматривается как объекты второй очереди.

Кулкудук-Аякащинская площадь расположена западнее Кокпатаского рудного поля и северо-западнее города Учкудук. Включает серию маломасштабных месторождений Алтынтау, Айтым, Ирлир, многочисленные рудопроявления золота различных рудно-формационных типов: золотокварцевого, золото-пирит-кварцевого, золото-арсенопирит-пиритового. Центральную часть площади занимает Алтынтауский гранитный массив, по которому широко развита каолиновая кора выветривания. Проявлено россыпное золото. Возраст россыпей: меловый и четвертичный. Маломасштабные месторождения золота изучены только в пределах домезозойских пород в их естественных обнажениях на дневной поверхности, развитых на востоке площади. Западная часть перекрыта меловыми отложениями, под которыми погребены золоторудные тела, вскрытые единичными буровыми скважинами.

Без доизучения к отработке открытым способом может быть привлечено маломасштабное месторождение Айтым-7 (Дальний). Разброс содержаний золота ниже зоны окисления свидетельствует о перспективности объекта для его рентабельной отработки силами малых предприятий. На северо-западной границе площади на территории Северного Букантау расположено золото-медно-колчеданное месторождение Карамурун, классифицируемое как мелкомасштабное и относимое к числу достаточно изученных. Для месторождений и проявлений Кулкудук-Аякащинской площади

характерно широкое развитие элювиальных россыпей, среди которых относительно полно изучена золотоносная зона глинизации месторождения Алтынтау, обособляемая от других проявлений данного типа повышенными (до 500 мг/м³) свободного золота, извлекаемого гравитационными способами. Если на рядовых объектах данной площади в профиле каолиновой коры выветривания количество «свободного» золота, извлекаемого гидродинамическими методами, составляет обычно 1-3%, редко 5-7%, то на Алтынтау количество извлеченного промывкой золота достигает 15-26%.

Окжетпес-Сукетинская площадь расположена восточнее Кокпатаского рудного поля и включает ряд промышленных месторождений золота, серебра и вольфрама, а также многочисленные мелкомасштабные месторождения и рудопроявления золота. Среди них серебро-рудное месторождение Окжетпес и вольфрам-рудное – Сарытау. К числу наиболее перспективных мелкомасштабных месторождений отнесены золоторудные объекты Барханное и Окжетпес-2 в горах Окжетпес. Месторождения Турбай и Саутбай находятся в стадии разведки, а Булуткан вовлечен в отработку. В целом геологическая подсистема Северных Кызылкумов, ограниченная на данной стадии исследований горами Букантау, является основной сырьевой базой Учкудукского комплекса.

Систематика геологической подсистемы Северных Кызылкумов сводится к обоснованному выбору первоочередных маломасштабных месторождений, рассматриваемых в качестве сырьевой базы двух малых горных предприятий, создание которых рекомендуется расположить

соответственно к западу (Кулкудук-Аякашинская площадь) и к востоку (Окжетпес-Сукетинская площадь) от ГМЗ-3. Территория подсистемы Центральных Кызылкумов включает горы Тамдытау, Джетымтау, Амантайтау, Бельтау, Ауминзатау, Аристантау, Сангрунтау, в которых выявлены многочисленные месторождения золота различного масштаба: от рудопроявлений до крупных и очень крупных объектов, составляющих основу золоторудного района (рис. 1.2).

Мурунтауское рудное поле. Уникальное по масштабам месторождение Мурунтау размещается в юго-восточной части гор Тамдытау, в восточной части одноименного рудного поля. Месторождение Мурунтау является эталоном геологической подсистемы Центральных Кызылкумов. К его параметрам в сравнительно-сопоставительном аспекте «примеряются» все выявленные и разведанные месторождения данной территории, уступающие ему по масштабам на один-два порядка. Поэтому его краткая характеристика вынесена за рамки характеристики частных рудных полей подсистем. В пределах рудного поля наряду с коренными месторождениями установлены россыпи.

Карашахо-Ясвайская площадь непосредственно прилегает с запада к Мурунтаускому рудному полю. Граница этих территорий условная. На востоке площади она проходит в районе серебро-рудного месторождения Косманачи, а на западе и юге ограничивается естественными выходами домезозойских образований юга Тамдытау. Северная граница площади - гряда карбонатных пород, выделяющаяся в виде скального уступа от города Зарафшана до колодца Аулие-Гужумды («Холодные Ключи»). Площадь сложена отложениями бесапанской свиты с широко проявленными

кварцево-жильными образованиями, часть которых золотоносна. Ведущими рудными формациями являются золото-мышьяковая и золотополиметаллическая.

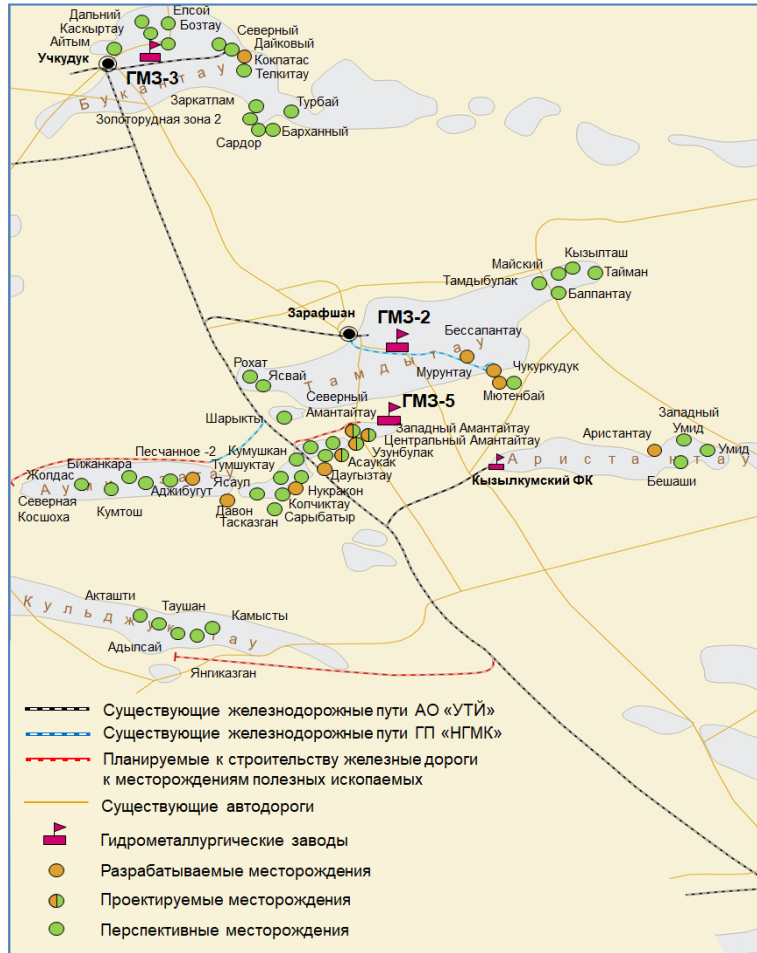


Рис. 1.2. Схематическая карта размещения золоторудных месторождений в Центральнокзылкумском регионе

Все выявленные рудопроявления и мелкомасштабные месторождения золота в пределах Карашахо-Ясвайской площади приурочены к разнонаправленным разломам. Площадь относится к высокоперспективной на золото и рекомендуется к доизучению методом профильного бурения на глубины ниже зоны поверхностного окисления, достигающей 100 метров.

Тамдыбулак-Кынырская площадь расположена в Северо-восточной части гор Тамдытау и отделена от рудного поля толщей девон-каменноугольных известняков. Известные по данным ранних исследований маломасштабные месторождения золота (табл. 1.3) Тамдыбулак, Балпан, Майское, Шушактау, Кыныр, Ажрикты и ряд рудопроявлений не изучались на глубину. Разведка одного из них (Балпан), начатая в середине 1990-х годов, позволила перевести этот объект в разряд крупных месторождений. Все месторождения приурочены к зонам карбонатизированных (лиственитизированных) плагиоклазовых порфиритов, претерпевших зеленокаменные изменения, среди песчано-сланцевой толщи, имеющей черты сходства и различия с образованиями бесапанской свиты Мурунтауского рудного поля.

В пределах Тамдыбулак-Кынырской площади широко развита зона окисления. Элювиальные отложения предмеловой коры выветривания и четвертичные пролювиальные осадки содержат кластогенное (россышное) золото.

**Оценка маломасштабных месторождений
золота гор Тамдытау**

Название	Параметры рудных тел, м			Содержание, г/т		Глубина оценки запасов, м	Коэффициент рудоносн.	Категория запасов (ресурс)
	длина	протяженность по пад.	мощность (средн.)	бортовое	среднее			
Кыныр	40-80	300	2-5	1,25	3,0	300	0,5	P ₁
Карашахо	20-50	100	0,5-3,5	1,25	3,0	100	0,7	P ₁
Бесапан	15-45	350	0,9-8,3	1,5	2,6	350	0,3	C ₁ +C ₂
Бойлик	20-40	100	3,5	1,5	2,9	100	0,8	C ₁
Вост. Ясвай	20-55	100	2,5-3,0	1,5	2,3	100	0,5	P ₁
Ю. Бесапан	35-60	100	4-9	1,5	3,1	100	0,75	P ₁
Цайковое	25-70	100	0,5-7,3	1,71	4,5	100	0,9	P ₁

Едум-Бешацинская площадь выделена в горах Аристантау в 40-50 км юго-восточнее Мурунтау. В пределах площади проявлена одноименная Едум-Бешацинская зона смятия среди пород Бесапанской свиты, имеющая субширотное простирание. В местах пересечения зоны с субмеридиональными тектоническими нарушениями проявлены мелкомасштабные месторождения Аристантау и Бешаца. Ведущей золоторудной формацией является мышьяково-золоторудная, при широком развитии золотополиметаллической.

Сангрунтау-Нуратинская площадь охватывает территорию гор Сангрунтау, Казахтау и горы Нуратау. Золоторудная минерализация на площади приурочена к метасоматически измененным породам бесапанской свиты, представленной песчано-сланцевой толщей с прожилковым окварцеванием с сульфидами. В горах Казахтау золоторудная минерализация связана с зонами скарнов, проявленных на контакте известняков с интрузивами, представленными в порядке убывания их значимости – гранодиоритами, диоритами и габбродиоритами. В этой позиции геофизическими работами прошлых лет выявлена «Кенеская магнитная аномалия», природа которой остается пока неясной. Скарны обогащены железом и медью, а также висмутом и золотом. Предполагается, что аномалия связана с гематит-магнетитовой вкрапленностью в амфиболкварцевых сланцах, переслаивающихся с глинистыми сланцами, развитыми в приконтактной зоне известняков и интрузий.

Амантай-Даугызтауский рудный узел. Территория рудного узла рассматривается обособленно в связи с началом промышленного освоения крупных месторождений Даугызтау и Амантайтау. В совокупности с этими месторождениями в зону горного отвода включены все средне- и крупномасштабные месторождения рудного узла: Карасай, Сарабатыр, Тумшук, Асаукак, Узунбулак, Высоковольтное и др. Все названные месторождения золота (за исключением серебро-рудного месторождения Высоковольтное) относятся к золотосульфидно-кварцевой и золотосульфидной (колчедан-

ной) рудным формациям, что определило технологию извлечения золота биоксидными методами. За пределами горного отвода осталась площадь гор Джитымтау с мелкомасштабными месторождениями Кумбугут, Рохат, Центральное, локализованными в районах развития отложений бесапанской свиты. Основные рудоконтролирующие структуры имеют субширотное и северо-восточное простирание с наибольшей концентрацией рудного вещества в узлах их пересечения с разломами субмеридионального и северо-западного направлений. Ведущая продуктивная формация – мышьяково-золоторудная. Рудные зоны контролируются метасоматитами с альбитом, иногда с эпидотом и турмалином, имеющими в основном кварцполевошпатовый состав.

В связи с интенсивным окварцеванием процессы выветривания дошли только до стадии дезинтеграции, а по разломным ослабленным зонам – гидрослюдизации и каолинизации (зона гидролиза).

Соответственно замедленная дезинтеграция окварцеванных пород и жильного кварца не способствовала его высвобождению в зоне гипергенеза и в слабодинамичных временных водных потоках четвертичного времени.

«Свободное» золото промывкой практически не извлекается. «Свободное тонкое» золото на месторождении Кумбугут устанавливается в количестве 30-40%, а на Рохате – 40-50%. Поэтому рекомендуется постановка в пределах площади опытных работ по кучному выщелачиванию.

Месторождения Кумбугут, Центральное, Рохат могут служить резервными объектами для горно-перерабатывающего комплекса Мурунтау.

В пределы подсистемы Южных Кызылкумов и отрогов Нуратау входят площади гор Ауминзатау, юга Бельтау, Кульджуктау и Западные отроги Северного и Южного Нуратау. Металлогенические построения до начала 1990-х годов определяющее значение придавали северо-восточной структуре, в контуры которой четко приурочивались территории рудного поля и Амантай-Даугызтауского рудного узла с наиболее крупными месторождениями золота региона. И только в 1992-1996 годах в связи с выявлением золоторудного месторождения Аджибутут в горах Ауминзатау и интенсификацией поисков на Колчиктауской и Каракатинской перспективных площадях обозначилась субширотная металлогеническая зона, контролирующая золоторудные объекты гор Ауминзатау, юга Бельтау и многочисленные мелкомасштабные месторождения Западных отрогов Нуратинских гор, составляющих основу Самаркандского золоторудного района (рис. 1.2).

Южная рудоносная зона. По представлениям геологов, горы Ауминзатау являются самым высокоприподнятым блоком в Кызылкумах, благодаря чему здесь обнажаются на дневной поверхности самые древние горные породы ауминзинской, тасказганской и бесапанской свит общей мощностью более 4 км. Ядро антиклинальной структуры гор Ауминзатау осложнено гранит-гранодиоритовым интрузивом

каменноугольного возраста, вытянутого в широтном направлении. Вдоль северного и южного контактов интрузива с вмещающими образованиями ауминза-бесапанского комплекса прослеживаются золоторудные зоны, которые на востоке гор Ауминзатау сочленяются в единую рудоносную структуру, прослеживаемую через южные окончания гор Бельтау к Нуратинским горам и выделенную геологами Даугызтауской ПГРЭ под названием «Южная рудоносная зона Кызылкумов».

Маломасштабные месторождения и рудопроявления Юго-Западного Ауминзатау (табл. 1.4) Карабугут, Узункудук, Южное, Шохетау и др. локализованы на участках развития пород бесапанской свиты с широко развитым прожилковым окварцеванием среди углеродистых кварц-серицитовых филлитовидных сланцев. Ведущая рудная формация – мышьяково-золоторудная, с наложенной на нее золото-полиметаллической.

В зоне гипергенеза низкие содержания «свободного» золота и низкий выход концентрата исключают практическую возможность гравитационного обогащения выветрелых руд.

Таблица 1.4

**Оценка маломасштабных месторождений золота гор
Ауминзатау**

Название	Параметры рудных тел, м			Глубина оценки запасов, м	Коэффи- циент руднонос- ности	Катего- рия запасов (ресурс)
	длина по прости- ранию	протя- жен- ность по под.	мощ- ность (средн.)			
Надежное	60	100	3,6	100	1,0	P ₁
Жолдас -1	2500	100	8,5	100	0,7	C ₂
Жолдас - I, III	1500-3000	200	2,0-22,0	100-200	0,6-0,7	C ₂
Сарыктау	1050	30	50	30	0,06	P ₂
Шохетау	600	150	50	150	од	P ₂
Узункудук	2500	200	10	200	0,08	C ₂
Карабугут	2000	200	10	200	0,2	P ₂

Высокая перспективность Южной рудоносной зоны еще более упрочилась благодаря выявлению месторождения Аджибугут, явившего собой связующее звено между месторождениями гор Ауминзатау и Южного Бельтау. Золотоносность на месторождении Аджибугут проявлена в отложениях тасказганской и бесапанской свит и относится к золотосульфидной рудной формации. Практическую ценность на начальном этапе геологоразведочных работ представляет зона гипергенеза со свободным золотом, достигающая глубин 40-60 метров. Отмечено также широкое развитие кластогенного золота в четвертичных россыпях.

Актосты-Янгиказганская рудоносная зона проявлена в горах Кульджуктау. В отличие от всех золотоносных зон

Кызылкумов, связанных с отложениями тасказганской и бесапанской свит, золотое оруденение в горах Кульджуктау локализовано в отложениях таушанской свиты каменноугольного возраста. Наиболее изученным представляется Таушанское месторождение золота (табл. 1.5), расположенное, в центральной части гор Кульджуктау в 2,5 км южнее Актостинского гранитного интрузива.

Оруденение в основном носит наложенный характер: золото тяготеет к брекчированным зонам, дробленным кварцам нескольких временных генераций, зонам смятия пиритизированных углеродистых сланцев, контакта кремнистых сланцев, осложненных разломами и зонами повышенной трещиноватости, контактами даек, и, особенно, пересечениями разнонаправленных разрывных структур.

Таблица 1.5

**Оценка маломасштабных месторождений золота Южного
Нуратау и Зирабулак-Зиаэтдинских гор**

Название	Параметры рудных тел, м			Глубина оценки запасов, м	Категория запасов (ресурс)
	длина по простира- нию	протяжен- ность по пад.	мощность (средн.)		
Тансарай	100	25	1,0	25	P ₁
Пистали Сев.	30-160	20	10,6	20	P ₁
Пистали Южный	20-120	10	1,54	10	C ₁ +C ₂
Зап. Дженгельды	700	80	0,3-3,1	50	P ₁
Каракудук	150-350	100-300	0,61	100	C ₂
Ок-Тева	60-310	125	0,84	20	B ₁
Биран - I	70-255	300	1,1	300	C ₁ +C ₂
Биран - II	707	220	0,9	220	C ₁ +C ₂
Бакачинар	1000	300	1,0	40-100	P ₁
Субаши	140	40-300	4,64	300	C ₁ +C ₂
Сармич-I	80-300	300	2,0	300	C ₁ +C ₂
Чашма	100-240	25	1,04	25	P ₁
Битаб	1340	25	8,5	25	P ₁
Курайская группа	402-700	До 125	3,2	40	P ₁
Тилля-Таг	30-120	Не изуч.	6,4	10-40	P ₁
Кермине	20-250	50	2,1	50	C ₂
Капкаклы	80-160	40-100	1,5	50-100	C ₁ +C ₂
Таушан				100	C ₁ +C ₂

В целом, по данным предыдущих исследований, пространственное размещение всех известных месторождений и рудопроявлений золота в горах Кульджуктау контролируется влиянием глубинного магма- и рудоподводящего разлома, определяющихся терригенных формаций каменноугольного стратиграфического уровня, в том числе устунгской свиты Центрального Таджикистана и таушанской свиты гор Кульджуктау. Индикаторами золотого оруденения являются предрудно-рудные процессы окварцевания, окремнения, альбитизации, хлоритизации, а также пострудные процессы гипергенеза в виде площадных и линейных кор выветривания, отличающихся наиболее высокой массой свободного золота в общем балансе запасов золотосульфидных руд.

Каратауская рудоносная зона. К числу наиболее изученных месторождений золота отнесены месторождения Биран и Сармич (табл. 1.5, 1.6). На месторождениях выделены следующие парагенетические минеральные ассоциации: кварц-хлорит-альбитовая (предрудная), редкометально-шеелит-кварцевая, золото-пирит-арсенопиритовая (продуктивная), полисульфидная (серебро-сурьма-свинцово-цинково-медная) и кварц-карбонат-пиритовая (послерудная).

Таблица. 1.6

**Оценка маломасштабных месторождений россыпей
гор Нуратау**

Название	Длина, км	Ширина, м	Мощность пласта, м	Мощность вскрыши, м	Запасы гор- ной массы	
					пески, тыс. м ³	вскрыша, м ³
Акчаб	5,4	20-70/30	1,2-4,4/3,0	2-14/5,4	390	714
Бигляр	3,4	10-43/20	0,4-4,7/3,7	0,8-65/2,6	169	120
Юсупова	1,6	9-14/10	0,4-3,7/2,5	2,0-11,6/10,1	14	59
Ак-Чоп	0,8	20-120/60	0,8-8,4/3,1	2,0-8,5/4,8	118	182
Сармич	1,2	20-80/40	Ср. 2,8	Ср. 4,7	251	657
Бакачинар	1,3	20-140/40	0,8-4,0/1,8	1,2-8,0/5,2	111	326
Катгаич	3,2	220-595/395	Ср. 7,9	Ср. 2,4	6225	2414
Темиркабук	2,8	20-520/260	Ср. 4,8	Ср. 3,9	3091	2692
Кансай	2,8	20-280/80	20-280/80	0,4-11,0/3,0	984	1297
Пистали	2,0	20-180/60	0,8-4,9/2,2	0,4-6,0/3,7	346	593

Примечание: В числителе - минимальное и максимальное, в знаменателе - среднее значение параметра.

Каратауская рудоносная зона на всем своем протяжении насыщена золоторудными проявлениями и мелкомасштабными месторождениями преимущественно золото-сульфидной формации с тенденцией нарастания влияния полисульфидной минеральной ассоциации с запада от района Тансарая, в восточном направлении к району Курайской группы золоторудных проявлений.

Рассматривая особенности размещения разномасштабных месторождений золота, мы проанализировали соотношения масштабности объектов в историческом аспекте их изучения и освоения. На начало 2000 года были известны: одно уникальное месторождение (Мурунтау), три очень крупных (Кокпатас, Даугыз, Амантай), а также три очень крупных существенно сереборудных (Окжетпес, Косманачи, Высоковольное). Более десяти объектов в результате геологоразведочных работ в 1990-е годы переведены в разряд крупных (Турбай, Саутбай, Барханное, Сарыбатыр, Асаукак, Узунбулак, Балпан, Мютенбай, Триада, Бесапан, Биран, Сармич, Таушан, Аджибутут), около сотни маломасштабных золоторудных месторождений ранжируются от рудопроявлений до месторождений среднего масштаба. В сферу анализа нами вовлечены 63 рудных и 12 россыпных объектов. При этом не исключена вероятность наращивания запасов каждого конкретного маломасштабного месторождения при более детальной разведке.

1.2. Особенности разработки золоторудных месторождений Кызылкумского региона

Анализ горно-геологических условий локализации месторождений золота в Кызылкумском регионе показывает, что при их освоении основным является открытый способ разработки. Опыт применения этого способа для разработки месторождений сложного строения с неравно-

мерным распределением полезного ископаемого в горном массиве при отсутствии естественных границ между рудой и породой свидетельствует о том, что при его реализации образуется значительное количество забалансовой руды. Поиск путей увеличения объемов производства золота, заставил обратить пристальное внимание на вовлечение в переработку руд, сосредоточенных в техногенных месторождениях карьеров или образуемых в процессе ведения текущей добычи.

Расширение сырьевой базы и увеличение выпуска золота за счет забалансовых руд возможно при наращивании перерабатывающих мощностей. Ориентация на переработку забалансовых руд была принята в качестве перспективного направления в развитии Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса практически с самого начала его существования. Для этого уже в первые годы в карьере Мурунтау велась отдельная добыча и складирование товарной и забалансовой руды и вскрышных пород.

Первоначально к забалансовой руде относили руду с содержанием $2,0 \text{ г/т} \leq \text{Сзб2} < 2,5 \text{ г/т}$, которая укладывалась в так называемый склад № 2 и руду с содержанием $1,5 \text{ г/т} \leq \text{Сзб3} < 2,0 \text{ г/т}$ (склад № 3). Затем стали выделять в отдельный грузопоток и руду с содержанием $1,0 \text{ г/т} \leq \text{Сзб4} < 1,5 \text{ г/т}$ (склад № 4), а руду с содержанием в недрах более $1,0 \text{ г/т}$ стали рассматривать как перспективную сырьевую базу гидromеталлургического завода № 2 (ГМЗ-2). Горная масса

с содержанием менее 1,0 г/т до настоящего времени относятся к породам вскрыши и отдельно не складированы.

Включение в сырьевую базу ГМЗ-2 запасов с содержанием более 1,0 г/т стало возможным в результате непрерывного наращивания перерабатывающих мощностей завода.

Забансовая руда на складах представляет сырьевую базу гидromеталлургических заводов, а накопленная в отвалах горная масса к использованию проектами не предусматривается. Тем не менее, она все-таки представляет определенный интерес как золотосодержащее сырье, принципиально пригодное для промышленной переработки с целью получения дополнительного количества золота.

По пространственному положению, вещественному составу и технологическим признакам вскрышные породы карьера могут быть разделены на две группы: вскрышные породы в контурах рудной зоны (внутренняя вскрыша) и вскрышные породы за контуром рудной зоны (внешняя вскрыша).

Опыт, накопленный горнодобывающей промышленностью, свидетельствует о экономической целесообразности метода кучного выщелачивания. В своей основе кучное выщелачивание представляет собой безопасный для окружающей среды процесс, позволяющий вовлекать в переработку минеральное сырье низкого качества, экономически невыгодное для переработки другими методами.

Поэтому отвалы карьера Мурунтау оценены именно с точки зрения экономической целесообразности их переработки методом кучного выщелачивания.

В результате проведенных исследований подтверждена экономическая целесообразность переработки золото-содержащих вскрышных пород карьера Мурунтау методом кучного выщелачивания (КВ).

Таким образом, оценивая полученные результаты, можно сделать вывод о том, что отвалы карьера Мурунтау представляют собой типичное техногенное месторождение со значительными запасами золота, которые постоянно пополняются за счет пород внутренней вскрыши и являются перспективной сырьевой базой для кучного выщелачивания.

Мировая статистика свидетельствует о том, что для большинства рудных полезных ископаемых на одно уникальное или крупное месторождение приходится несколько десятков малых по своим запасам месторождений.

Кызылкумский промышленный регион в этом отношении не является исключением. Сегодня в нем насчитывается около 100 месторождений и проявлений золота. Освоение средних и небольших по запасам месторождений золота имеет ряд особенностей социально-экономического и природного характера, присущих рассматриваемому региону, таких, как:

- наличие крупных горно-металлургических комплексов с развитой инфраструктурой, способных перерабатывать различные виды золотосодержащего сырья;

- отсутствие в районах малых и средних месторождений дорог, электроэнергии, воды, жилья и т.п.;
- разнообразие технологических свойств руд и вмещающих пород месторождений.

Проблема как раз и заключается в поиске эффективных путей освоения маломасштабных месторождений золота с учетом перечисленных особенностей, а идея состоит в том, что руды таких месторождений перерабатывают на месте по упрощенным или неполным технологическим схемам, концентрируя малые добывающие предприятия вокруг существующих горно-металлургических комплексов и используя их для переработки получаемых полупродуктов, а степень переработки добываемых руд на месте определяют, исходя из технологического типа руды, расстояния до металлургического комплекса, наличия транспортных коммуникаций, электроэнергии, воды и т.п. При этом в зависимости от перечисленных факторов на базовый завод может подаваться как товарная руда, так и полуфабрикаты различного рода: насыщенные золотом сорбенты, концентрат гравитационного обогащения и т.п.

На территории Кызылкумского региона имеются три действующих (Зарафшанский, Учкудукский и Навоийский) горно-металлургических комплексов.

На основе Зарафшанского горно-металлургического комплекса могут быть вовлечены в эксплуатацию месторождения Мютенбай, Бесапантау, Бойлик, Триада и другие менее крупные рудопроявления, находящиеся в радиусе до

10 км, а в перспективе – месторождения Восточно-Тамдынской, Аристантауской и Ясвайской рудных зон, находящихся в радиусе до 45 км от базового завода.

К сырьевой базе Учкудукского комплекса могут быть отнесены, в первую очередь, разобщенные рудные зоны Кокпатаского рудного поля, а также месторождения и рудопроявления Алтынсай, Айтым, Булуткан, Турбай, расположенные в радиусе до 30 км от базового завода.

Для переработки Навойским горно-металлургическим комплексом могут быть привлечены руды небольших месторождений в Нуратинских (Сармич, Каракутан и др.) и Зирабулак-Зиаэтдинских горах на расстоянии до 40 км от базового завода.

Проектируемый горно-перерабатывающий комплекс Ауминзо-Амантай (ГМЗ-5) опирается на ресурсы месторождений Амантайтау и Даугызтау, которые могут быть расширены за счет запасов Асаукакского, Сарбатырского, Ясаульского, Зарсайского, Тумшуктауского, Карасайского и других рудопроявлений, а также Ауминзинской группы малых месторождений (Песчаное, Узунсай, Аджибугут, Колчик и др.), расположенные на расстоянии до 30 км базового завода. Следует иметь в виду, что для месторождений Ауминзинской группы и Зарафшанский завод может быть базовым.

Таким образом, в Кызылкумском регионе имеются значительные запасы минерального сырья, принципиально пригодного для кучного выщелачивания золота.

В США и Канаде для переработки бедных и забалансовых руд применяют метод кучного выщелачивания цианистыми растворами, обеспечивающий высокие технологические показатели даже в случае руд с весьма низким содержанием ценного компонента. Применяемая за рубежом технология кучного выщелачивания сводится к следующему: отвал высотой от 3 до 15 м дробленной до 15-20 мм золотосодержащей руды, складированной на водонепроницаемые основания из глины, асфальта, полиэтиленовых плит или бетона, обрабатывают цианистым раствором, содержащим от 0,05 до 0,10% NaCN с pH 11-12, создаваемым как известковым молоком, так и раствором едкого натра. При этом золотосодержащие фильтраты направляются или на золотоизвлекательную фабрику для осаждения металла цинковой пылью, или повторно используются при орошении отвала руды до получения концентрированных по золоту фильтратов (от 6 до 30 г/м³) с последующей сорбцией на активизированный уголь. Насыщенный уголь (9,3-14 г/кг) подвергают как прямой плавке, так и обработке горячим цианисто-известковым раствором и электролизу получаемых элюатов. Продолжительность выщелачивания составляет от нескольких дней до нескольких месяцев.

В США на фабрике «Карлин» (штат Невада) кучным выщелачиванием перерабатывается 70 тыс. т/год дробленной до -19 мм руды с извлечением 70%. Компания «Айдахо майнинг» (США) методом кучного выщелачивания перерабо-

тала около 20 тыс. т/руды. Компания «Смоки Вэлли Майнинг» (США) планирует завершить строительство предприятия с годовой производительностью 2 млн. т руды, на котором будут перерабатывать золотосеребряные руды кучным выщелачиванием. Установка будет выдавать 2,5 т золота в год. На фабрике «Кортес» (США) за 3 года переработано 2 млн. т отвалов, вскрышных пород с содержанием 1,24 г/т по технологии кучного выщелачивания.

Технико-экономические расчеты, в некоторых случаях, показали, что технология кучного выщелачивания позволяет экономично перерабатывать даже бедные руды.

Технологию кучного выщелачивания применяют за рубежом не только для переработки бедных руд, но и богатых руд небольших месторождений, строительство фабрики для которых с традиционной технологией неэкономично. Начата переработка золотосодержащей руды нового месторождения Нью Мексико (Канада) с содержанием 8,61 г/т золота и 16,04 г/т серебра при извлечении в раствор 89,2% Au и 71,3% Ag (производительность 700 т/сутки).

Установка кучного выщелачивания построена на новом руднике фирмы «Конорекс».

На территории СНГ кучное выщелачивание находилось на стадии полупромышленных и опытно-промышленных испытаний. Так, на Кочкарском руднике проведено выщелачивание дробленной до -10 мм забалансовой руды (1162 т) с содержанием 1 г/т и достигнуто 50% извлечение золота.

Институтом «Иргиредмет» совместно с комбинатом «Алданзолото» проведены опытно-промышленные испытания технологии кучного выщелачивания крупнокусковой (-300 мм) песчано-глинистой руды месторождения «Центральное» Куранахского рудного поля. При этом из 2000 тонн руды извлечено 59% золота и получены хвосты с остаточным содержанием 0,59 г/т металла при умеренном расходе реагентов.

Исследования, выполненные на месторождении Мурунтау, показали, что при выщелачивании золота из руды забойной крупности (фракция -300 мм) извлечение золота не превышает 25-30%. В то же время установлена экономическая целесообразность переработки методом кучного выщелачивания горной массы. Однако дополнительных исследований требует определение рациональной степени дробления руды в зависимости от содержания золота в ней, поскольку известно, что удельные капитальные и эксплуатационные затраты на дробление значительно возрастают с уменьшением крупности руды.

Малоизученными остаются также вопросы выщелачивания руд с тонкодисперсным золотом, а также из руд с естественными сорбентами. Требуют дополнительного изучения методы и средства интенсификации процесса кучного выщелачивания золота из высоких штабелей (H>10-20 м), сформированных из мелкодробленой руды.

Для повышения эффективности кучного выщелачивания и уровня использования запасов сырья необходима разработка методов и средств сортировки рудного и породного потока с выделением пригодной для КВ доли рудной массы.

1.3. Геолого-промышленная характеристика, программа и перспектива развития освоения золоторудных месторождений Кызылкумского региона

Систематика месторождений золота не всегда четко отражает черты геохимического сходства и минералогические взаимопереходы, влияющие на технологические особенности руд различных формаций. Поэтому выполнены ее коррективы, касающиеся, прежде всего, технологичности тех или иных руд по извлекаемости золота. Для этого ИМР Госкомгеологии Республики Узбекистан (1996 г.) были проведены анализ, обобщение и систематизация коренных золоторудных объектов Центральных Кызылкумов. В результате из 489 объектов, разбраванных по 15 факторам, детально описано 102, из них по 71 проведена переоценка прогнозных ресурсов по категории Р и частично по категории Р₂. Все объекты были разделены по геологогенетическим особенностям на пять групп, различающихся по параметрам извлекаемости золота в процессе переработки. Так, для золотосульфидной формации среднее количество цианируемого золота достигает 72,9% при среднем коэффициенте извлечения 61,4%, для золото-редкометалльно-кварцевой 94 и 83,2% соответственно, а для золото-полиметаллической 82 и 73%.

Золоторудные месторождения в зоне гипергенеза претерпевают существенные изменения в зависимости от их первичного минерального состава и рудно-формационной принадлежности. Так, изменение руд (редкометалльно-золоторудной формации) золото кварцевого и золото-

сульфидно-кварцевого геолого-промышленного типов проявляются в окислении сульфидов и замещении пирита, арсенопирита, пирротина гидратами железа. Полевые шпаты и слюды разлагаются в зонах дезинтеграции, гидрослюдизации и конечного гидролиза профиля коры выветривания. Наиболее устойчивые кварцево-жильные образования подвергаются интенсивной трещиноватости, разрушаясь до состояния щебня и дресвы. Золото практически остается на месте, но происходит его гравитационная просадка от верхних зон коры выветривания к нижним. Рудные зоны в профиле коры выветривания имеют характерный пятнисто-полосчатый облик в связи с неравномерным окислением сульфидов.

Но наибольшее изменение в профиле коры выветривания претерпевают руды золотосульфидного геолого-промышленного типа. Здесь контрастно выделяются среди боковых пород линейные зоны интенсивной лимонитизации со «свободным» золотом, высвободившимся из сульфидов в процессе их окисления.

Руды (золото)-серебро-кварцевого геолого-промышленного типа в коры выветривания выделяются менее четко. Они имеют белесую, слабо желтоватую окраску. Для данного типа руд характерно развитие вторичных минералов серебра-аргентита, кераргирита и др.

Ступенчатое строение домезозойских образований в альпийской блоковой структуре территории Нуратау Кызылкумского региона и их несогласное перекрытие породами мезозоя-кайнозоя предопределили неравномерную сохранность золоторудных месторождений с рудоносными кораи выветривания. На поднятиях коры выветривания

тривания обычно размыты, на склонах альпийских структур и депрессиях они сохранились и представляют собой обособленные объекты небольших масштабов со свободным золотом.

Продукты дезинтеграции как золоторудных месторождений, так и коры выветривания в различной степени сохранились в россыпях.

В силу специфических тектонических и климатических условий промышленные содержания гравитационного золота сформировались лишь в пределах наиболее активных новейших поднятий. Это: ложковые россыпи в горных частях Алтынтау, Тамдытау, Нуратау; пролювиальные россыпи в предгорных шлейфах Мурунтау; аллювиально-пролювиальные россыпи на северном склоне Северного Нуратау в конусах выноса рек Каттаич, Кескан, Кансай и др., аллювиальные россыпи в горных частях долин южных склонов Северного (Акчаб, Вигляр, Юсупова и др.) и Южного Нуратау (Сармич, Бакачинар, Алтынсай и др.). В последние годы в Центральных Кызылкумах установлено россыпное золото в отложениях, перекрывающих золоторудные месторождения Аджибугут и Колчиктау.

В целом, характеристика геолого-промышленных типов месторождений золота Кызылкумского региона является связующим звеном для последующего технологического моделирования процессов разработки мало-масштабных месторождений на основе анализа совокупного влияния качества руды каждого разрабатываемого месторождения и адаптации заводских технологий к перерабатываемому сырью.

Важнейшее значение для промышленного освоения месторождений золота имеет вещественно-минералогический состав руды, определяющий ее технологические свойства и связанный с генетическим типом и характером вторичных изменений пород в зоне окисления.

Основной сырьевой базой золотодобычи крупнейшего Мурунтауского золотоизвлекательного комплекса является разрабатываемое с 1967 г. открытым горным способом месторождение Мурунтау, а также ряд других перспективных средних и мелких месторождений, находящихся в его обрамлении (Мютенбай, Бесапантау, Чукуркудук, Балпантау и др.). Все они относятся к золото-кварцевому геолого-промышленному типу и характеризуются высоким извлечением золота при переработке руды по гравитационно-сорбционной схеме.

По состоянию на 01.01.2008 года утверждены балансовые запасы руды (для открытых работ) на месторождении Мурунтау и на месторождении Мютенбай, кондиции для которых обоснованы при цене на золото 300 USD за унцию. Таким образом, интенсификация производства и изменение цены на золото к 2016 году с момента утверждения кондиций более чем в 3,5 раза потребовали выполнить работу по переоценке сырьевой базы Мурунтауского золотоизвлекательного комплекса.

Для определения дальнейшей перспективы развития открытых горных работ на месторождениях Мурунтау-Мютенбай в 2016 году была разработана концепция поэтапного вовлечения в отработку геологических объектов с учётом приоритетов и передислокации оборудования.

Разработанная на основе многовариантных технико-экономических расчетов концепция по обеспечению сырьевой базы ГМЗ-2 и дальнейшему освоению месторождений Мурунтау-Мютенбай, предусматривала:

- Пересмотр действующих кондиций в сторону понижения борта в связи с изменением цены на полезный компонент с момента их разработки (2004 г.) более чем в три раза с пересчетом запасов;

- Отработку запасов всех месторождений открытым способом;

- Поэтапное развитие горных работ на карьере Мурунтау-Мютенбай:

1. Работа в контурах IV очереди (до 2019 г.);

2. Переходный, то есть доработка запасов IV очереди (2020-2028 гг.);

3. Работа в контурах карьера V очереди (2035-2050 гг.);

4. Уточнение запасов в контурах прогнозной VI очереди с учетом сложившихся на то время горнотехнических и экономических условий, а также их отработка;

5. Вовлечение в отработку запасов месторождений Бесапантау, Тамдыбулак и Балпантау планируется в периоды снижения объемов добычи золота из карьера Мурунтау-Мютенбай ниже требуемого уровня (с 2020-2023 годы).

В марте 2017 года Постановлением Президента Республики Узбекистан была утверждена «Программа дополнительных мер по увеличению производства драгоценных металлов на ГП НГМК до 2026 года», в основу которой была заложена концепция по обеспечению сырьевой базой ГМЗ-2, дальнейшему освоению месторождений

Мурунтау-Мютенбай, Бесапантау, Балпантау и Тамдыбулак с расширением перерабатывающих мощностей ГМЗ-2 к 2024 году до 50 млн. т. Кроме того Программой предусматривается строительство завода ГМЗ-7 для переработки техногенных отходов кучного выщелачивания, объем которых на начало 2020 года составляет более 300 млн. т.

Для безусловного выполнения вышеуказанного Постановления Президента и на основе геолого-математической модели месторождений Мурунтау и Мютенбай с применением геолого-информационных систем по заданным технико-экономическим параметрам специалистами НГМК совместно со специалистами АО «ВНИПИПромтехнологии» выполнены многовариантные расчеты параметров карьеров при цене на золото 1000 и 1500 USD за унцию, на основе запасов которых разработан совмещенный календарный график с последующим вовлечением в отработку месторождений Бесапантау, Тамдыбулак и Балпантау, расположенных вблизи ГМЗ-2.

Для определения дальнейшей перспективы развития открытых горных работ на месторождениях Мурунтау-Мютенбай после 2060 года проведено построение дополнительной оптимизированной финальной формы карьера при цене золота 1500 USD за унцию.

Контуры рассматриваемого карьера включают практически все запасы, учитываемые детальной разведкой месторождений по состоянию на начало 2020 года, включая все утвержденные запасы, предназначенные для открыто-подземной отработки.

Кроме того, рассматривался материал по результатам поисковых работ «Поиски золота и других полезных ископаемых на глубоких (до 2000 м) горизонтах северо-

восточной части Мурунтауского рудного поля посредством бурения скважин МС-1, МС-2, МС-3 и МС-4 в период 1988 – 1993 годов». Бурение скважин МС-1, МС-2 и МС-3 преследовало цель подтверждения промышленного золотого оруденения от месторождения Мурунтау в восточном направлении. Скважины полностью выполнили свою задачу – пересекли рудоносные образования с интервалами кондиционного промышленного оруденения.

Скважина МС-4 пробурена между месторождениями Мурунтау и Бесапантау с целью вскрыть новую рудоносную позицию между ними. Скважина подтвердила наличие такой позиции, в интервале 148-680 м пересекла ореол золотопродуктивных новообразований с непромышленным оруденением золота в нем (рис 1.3).

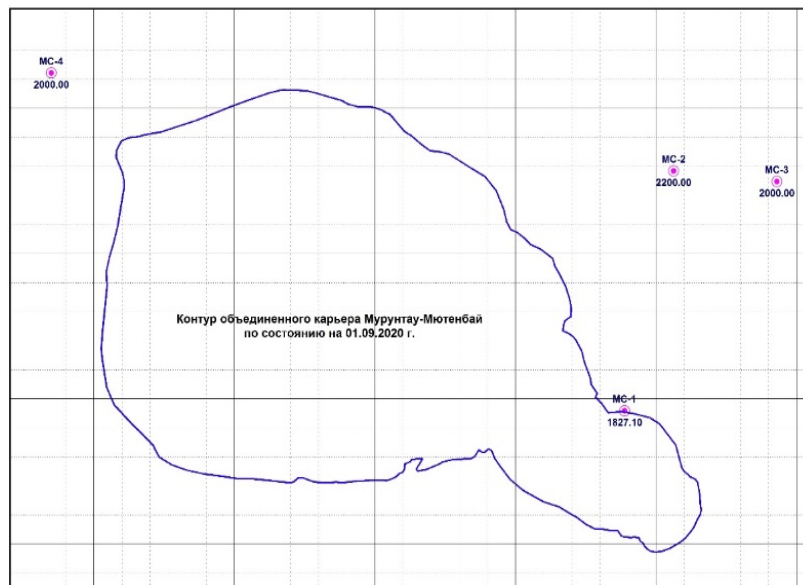


Рис. 1.3. Схема расположения геологопоисковых скважин МС

Таким образом, дальнейшая эффективная отработка объединенного месторождения Мурунтау-Мютенбай обеспечивается не только запасами V очереди, но и запасами и ресурсами VI и последующих очередей объединённого месторождения с расширением в восточном направлении (рис 1.4) со стабильной работой ГМЗ-2 на долгие годы вперед.

Ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий освоения месторождений в сочетании с истощением запасов близлежащих месторождений к 2060 году заставляет обратить пристальное внимание на отходы горно-перерабатывающего производства. Ситуация складывается таким образом, что через определенное время оставшиеся запасы месторождений Мурунтау и Мютенбай не смогут обеспечить работу перерабатывающего комплекса на достигнутом уровне, поэтому объемы переработки руды начнут уменьшаться. В то же время при освоении этих месторождений накоплено сегодня и будет получено в будущем значительное количество золотосодержащих отходов добычи, в связи с чем подошло время уже сегодня приступить к их изучению с точки зрения возможного использования в качестве резервного сырьевого источника в будущем, рассматривая их в качестве техногенных месторождений.

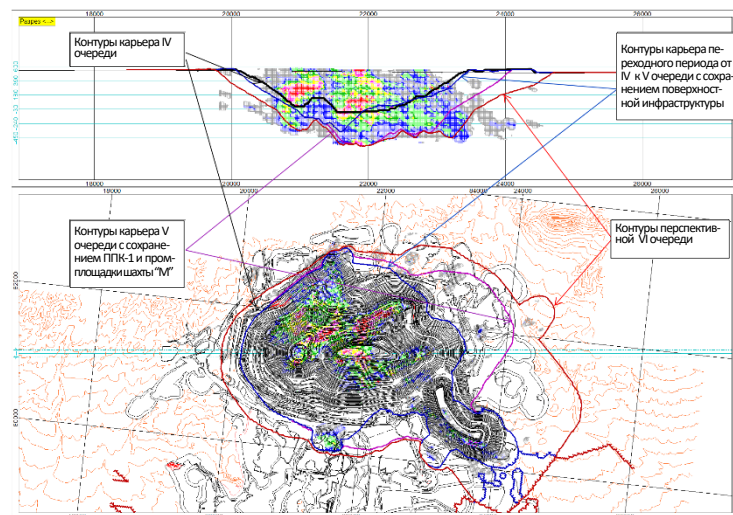


Рис. 1.4. Перспективное развитие отработки карьера Мурунтау-Мютенбай

Для этого необходимо:

- оценить ситуацию, сложившуюся с образованием отходов в горно-перерабатывающем производстве и формированием техногенных месторождений;
- разработать программу вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства и освоения техногенных месторождений;
- разработать график освоения техногенных месторождений.

Отходы горно-перерабатывающего производства на базе месторождения Мурунтау представляют наибольший интерес, связанный с тем, что от работы этого комплекса зависит социально-экономическая ситуация во всем регионе. Эти отходы складываются из запасов забалансовых руд и

запасов вскрышных пород, «хвостов» переработки рудной массы методом кучного выщелачивания.

На разных этапах освоения месторождения к забалансовым складам карьера Мурунтау относилась руда с разным содержанием золота: сначала менее 2,0 г/т, затем менее 1,0 г/т, а с 2017 года от 0,4 до 0,5 г/т, к вскрышным породам относилась горная масса с содержанием золота: сначала менее 1,5 г/т, затем менее 0,5 г/т, а в настоящее время менее 0,4 г/т.

Следует отметить, что забалансовая руда и горная масса всегда складировались отдельно. При этом по мере увеличения производительности перерабатывающего комплекса забалансовые склады с содержанием золота более 0,5 г/т переведены в разряд балансовых и вовлекаются в переработку.

Вскрышные породы, накопленные в отвалах за 53 года существования карьера Мурунтау, сегодня представляют отходы горного производства. Эти отвалы сформированы из пород внешней и внутренней вскрыши. Породы внешней вскрыши располагаются за внешними границами рудных залежей. Содержание золота в таких породах составляет в среднем 0,15 г/т, породы внутренней вскрыши располагаются внутри рудных залежей. Содержание золота в них в среднем на 26% меньше его содержания в товарной руде самого низкого сорта. Часть пород внутренней вскрыши с 01.01.2009 г. выделена в отдельный грузопоток с формированием специальных складов. При этом следует отметить, что неизбежно потерянная при добыче балансовая руда попадает в породы

внутренней вскрыши, в результате чего содержание в них золота повышается. За время существования в отвалах карьера Мурунтау на 01.01.2020 г. накоплено 2,66 млрд. т вскрышных пород. Эти отвалы формировались с использованием автомобильного и конвейерного транспорта из пород внешней и внутренней вскрыши. При этом известно, что среднее содержание золота в таких отвалах составляет 0,20 г/т.

Интерес к отвалам вскрышных пород как к резервному источнику сырьевых ресурсов проявлен в 1998 г., когда были сделаны их первые оценки распределения содержания золота в уложенной горной массе. Однако системная работа в этом направлении началась в 2008 г. с обработки накопленных горно-геологических материалов и проведения поверхностного опробования на характерном отвале, в качестве которого выбран один из отвалов комплекса ЦПТ. Обработка полученных результатов позволила сделать следующие предварительные выводы:

1. Автомобильные и конвейерные отвалы вскрышных пород представляют типичные техногенные месторождения;

2. Характер распределения золота в техногенных месторождениях соответствует характеру его распределения того месторождения природного происхождения, при освоении которого они сформированы.

3. В техногенных месторождениях при бортовом содержании 0,5 г/т имеется ~ 15-20% горной массы со средним содержанием, достаточным для ее экономически выгодной переработки. Эта горная масса может рассматриваться в качестве резервного источника сырьевых ресурсов ГМЗ-2 на период после 2060 г.

1.4. Геотехнологические условия применения кучного выщелачивания при освоении месторождений золота в Кызылкумском регионе

Эффективность применения физико-химических технологий при освоении месторождений золота во многом обуславливается правильным учетом геотехнологических условий. Под ними понимается комплекс природных и технологических факторов, которые по аналогии с подземным выщелачиванием урана подразделяются по степени влияния на решающие, главные и второстепенные, а по условиям применения на весьма благоприятные, благоприятные и неблагоприятные (табл. 1.7).

К решающим факторам относятся содержание золота в руде и запасы полезного ископаемого, определяющие принципиальную пригодность его переработки методом кучного выщелачивания. В практике освоения месторождений золота довольно часто складывается ситуация, когда руду с высоким содержанием, но небольшими запасами целесообразно переработать на базовом заводе, отказавшись от применения кучного выщелачивания на месте.

К решающим факторам в ряде случаев может быть отнесен характер рудной минерализации и форма нахождения золота в комплексе с вредными примесями, что влечет за собой применение сложного процесса рудоподготовки и потерю экономической целесообразности переработки таких руд методом кучного выщелачивания.

Золото в рудах присутствует преимущественно в металлическом состоянии. По характеру ассоциации золотин с

рудными компонентами они могут быть разделены на три основные категории:

- золотины с полностью обнаженной поверхностью («свободное» золото);

- золотины с частично обнаженной поверхностью (в сростках, покрытые несплошными пленками и т.п.);

- золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями (главным образом, тонковкрапленное золото).

Таблица 1.7

Геотехнологические условия применения кучного выщелачивания золота в Кызылкумском регионе

Наименование факторов	Характеристика условий		
	Весьма благоприятные	Благоприятные	Неблагоприятные
1	2	3	4
Степень окисления руды	Полностью окисленная руда	Окисления > 70%	Окисления < 70%
Характер рудной минерализации и форма нахождения золота	Прожилковая минерализация с налетами и корочками перекристаллизованного золота. Свободное золото >50% + сростки с другими минералами. Размер частиц золота до 200 мкм	Прожилково-вкрапленная минерализация. Свободное золото < 50% + сростки с другими минералами. Размер частиц золота 200-500 мкм	Тонкодисперсная минерализация с распределением золота по всей массе рудных кусков. Золото в ассоциации с другими минералами, покрыто инертной пленкой. Размер частиц золота более 500 мкм

Продолжение таб. 1.7

1	2	3	4
Наличие вредных примесей (сульфиды, мышьяк, органическое вещество)	Содержание сульфидов менее 2%, отсутствие органики	Содержание сульфидов 2-5%, органики менее 0,2%	Содержание сульфидов более 5%, органики более 0,2%
Источник поступления руды для кучного выщелачивания	Забалансовая руда техногенных месторождений и действующих карьеров	Руда месторождений, целенаправленно разрабатываемых открытым способом для кучного выщелачивания	Месторождения, пригодные для разработки подземным способом
Производительность предприятия КВ	> 500 тыс.т/год	200-500 тыс. т/год	< 200 тыс. т/год
Степень дробления руды	Крупное	Среднее	Мелкое
Предварительная рудоподготовка	Не требуется	На основе механических процессов (окомкование, сортировка и т.п.)	На основе физико-химических процессов (обжиг и т.п.)
Наличие воды	Имеются поверхностные источники воды	Имеются подземные или техногенные источники воды	Источники воды отсутствуют
Влияние мощности выщелачиваемого слоя руды на скорость фильтрации растворов	Практически не влияет при мощности слоя до 40-50 м	Влияние заметно при мощности слоя > 10 м	Влияние существенно при мощности слоя > 3 м

Наличие в руде тонковкрапленного золота является одной из главных причин технологической упорности золоторудного сырья. В этом случае минералы-носители такого золота должны обладать механической структурой, абсолютно непроницаемой для цианистых растворителей. В максимальной степени этим условиям соответствуют кварц и сульфиды, ведущее место среди которых по распространенности и значимости для золоторудной промышленности принадлежит пириту FeS_2 и арсенопириту FeAsS .

Исследования А.А. Иванова показали, что золото не адсорбировано на поверхности этих сульфидов и только в арсенопирите изоморфно замещает в кристаллической решетке мышьяк вследствие близости физических свойств атомов As и Au, золото в них существует в виде субмикроскопических включений размером менее 0,2 мкм, что позволяет отнести их к коллоидным частицам.

К главным факторам, определяющим экономическую эффективность кучного выщелачивания золота, следует отнести источник поступления руды для кучного выщелачивания, производительность предприятия, необходимость предварительной рудоподготовки, степень дробления руды, влияние мощности выщелачиваемого слоя на скорость фильтрации растворов, наличие воды.

Источниками поступления руды для переработки методом кучного выщелачивания могут быть техногенные месторождения (склады забалансовой руды, золотосодержащая горная масса в отвалах и т.п.) и действующие карьеры (попутно добываемая забалансовая руда и золотосодержащие вскрышные породы), месторождения, пригодные для открытой или подземной добычи с целью поставки руды для кучного выщелачивания.

Необходимость предварительной подготовки руды для кучного выщелачивания определяется формой нахождения и крупностью частиц золота и может включать крупное, среднее или мелкое дробление руды, порционную или покусковую сортировку горной массы, окомкование и т.п. Процесс растворения золота в щелочных цианистых растворах носит ярко выраженный диффузионный характер. Исследования показывают, что присутствие в выщелачиваемой руде зерен золота размером более 0,1-0,2 мм может рассматриваться как один из признаков упорности исходного сырья. Поэтому при наличии крупного (более 0,2 мм) золота его целесообразно перед укладкой руды в штабель извлечь гравитационным способом.

Существенное влияние на показатели выщелачивания может оказывать минеральная форма нахождения золота. Известно, что наиболее быстро и полно в цианидах растворяются частицы высокопробного золота, несколько хуже зерна природных серебро-золотых и медно-золотых сплавов. Низкая скорость растворения золота наблюдается из его соединений с ртутью, платиной и платиноидами, теллуrom и сурьмой.

Вредные примеси (сульфиды, углесодержащие породы и т. п.) требуют применения специальных рабочих растворов либо технологий кучного выщелачивания. Так, например, для разложения сульфидов могут использоваться определенные виды бактерий, а для нейтрализации сорбционной способности углесодержащих пород – специальные реагенты, что усложняет и удорожает переработку руды.

Вредные примеси могут препятствовать растворению золота цианистыми растворами, образуя на поверхности золотин пленки (соединения сурьмы, меди, быстро окисляющиеся сульфиды железа: пирит, марказит, пирротин), либо сорбировать растворенное золото (углистое вещество, глинистые материалы).

С точки зрения кучного выщелачивания золота минеральный состав и технологические свойства руд месторождения Мурунтау представляют особый интерес. В руде преобладают весьма тонкие выделения золота в кварце, реже в трещинах и на поверхности сульфидов. На частицы золота размером 0,2-1,0 мм приходится до 59,5%, размером 0,05-0,2 мм – 37% и размером менее 0,05 мм около 3,5% его массы. Таким образом, около 97% свободного золота в руде имеет крупность частиц более 0,05 мм, что определяет тонину помола рудной массы для обеспечения высокого извлечения золота. Так, например, при переработке руды на гидрометаллургическом заводе ее измельчают до размера $-0,074$ мм (80%).

На 90-95% золотые руды месторождения представляют собой в различной степени метасоматические измененные метитерригенные породы с переменным количеством жильного кварца и имеют алюмосиликатный состав. В значительно меньшей степени руды представлены только жильным кварцем и имеют существенно силикатный состав. Кварцевая разновидность руд выделяется более высокими содержаниями золота и частым присутствием шеелита (CaWO_4).

Таблица 1.8

**Изменчивость содержания (масс. %) минералов
в промышленных рудах Мурунтау**

Минералы	Центральная часть рудного поля; месторождение Мурунтау	Фланговые части рудного поля; месторождения Бесапантау, Мютенбай
Кварц	40 - 90	40 - 75
Калиевый полевой	5 - 45	1 - 15
Серицит	5 - 35	15 - 45
Хлорит	5 - 20	10 - 25
Биотит	1 - 15	0 - 5
Кальцит	1 - 7	3 - 10
Альбит	1 - 15	5 - 15
Актинолит	0 - 5	0 - 1
Углеродистое вещество	0 - 0,5	0,3 - 1,5
Золото самородное	0,0001 - 0,01	0,0001 - 0,001
Шеелит	0 - 15	0 - 0,1
Пирит	1 - 3	1 - 5
Пирротин	0,1 - 5	0 - 2
Арсенопирит	1 - 5	1 - 7
Халькопирит	0,00n - 0,0n	0,00n - 0,0n
Сфалерит	0,00n - 0,0n	0,00n - 0,0n
Галенит	0,00n - 0,0n	0,00n - 0,0n
Ильменит	0,1 - 0,5	0,01 - 0,1
Сфен	0,1 - 1,5	0,001 - 0,01
Апатит	0,01 - 1	0,01 - 0,1
Турмалин	0,01 - 5	0,01 - 1

Из породообразующих минералов в рудах преобладают (табл. 1.8) кварц, калиевый полевой шпат (ортоклаз и микроклин), биотит, серицит, хлорит, плагиоклаз (альбит). В отдельных рудных интервалах присутствуют амфиболы (актинолит и тремолит) эпидот и карбонаты (кальцит и доломит). Из акцессорных: циркон, турмалин, сфен, апатит. Среди них, циркон только обломочный, турмалин как обломочный, так и новообразованный, апатит и сфен только новообразованные. Наиболее характерные рудные минералы: самородное золото, шеелит, арсенопирит, пирит и пирротин. Химический состав руд Мурунтау по данным технологического опробования включает: 1-29 г/т Au, 0,8-7,2 г/т Ag, 0,003-0,6% WO₃, 0,07-2,19% S, 0,03-1,73% As и 0,08-1,81% C.

Арсенопирит наиболее золотоносный сульфидный минерал. Его содержание в рудах обычно 1-2%, редко больше. Ю.Г. Зарембо, Н.Г. Кореннова (1970 г.) определили среднюю золотоносность арсенопирита в 55,3 г/т при разбросе содержаний от 2,4 до 583 г/т; серебра в нем 20,5 г/т (0,3- 23,5). В балансовых рудах месторождения Мютенбай В.Х. Клявин (1978 г.) определил золотоносность арсенопирита в пределах 1,5-104 г/т при среднем 24,2 г/т.

Пирит присутствует в рудах в количествах, сопоставимых с арсенопиритом. Среднее содержание золота в пирите 3,9-5,5 г/т при разбросе от 1,4 до 50 г/т, серебра 0,8-10,42 г/т при разбросе 0,5-58,4 г/т.

Продуктивность главных сульфидных минералов (арсенопирита и пирита) обусловлена наличием в них неравномерно рассеянного тонкодисперсного золота и, реже, включениями самородного золота.

Пирротин (как вкрапленный в породах, так и в жильных образованиях) не содержит золота более 0,4 г/т. Пирротиновая вкрапленность в породах несет признаки развития минерала по пириту.

Шеелит редко выходит из контуров промышленного золотого оруденения. Типичная обстановка его проявлений - субпластовые кварцевые штокверки, в которых минерал располагается мелкими одиночными или крупными (до 1 см) выделениями (иногда кристаллы) в метапородах околожильных зон, либо непосредственно в прожилках и жилах, где его полизернистые обособления достигают 5 см в поперечнике. Изредка наблюдаются линзы и гнезда кварца размером до 0,5 м, в которых содержание шеелита достигает 10-30% от объема. В калийшпатизированных породах, особенно в брекчиевидных разностях, шеелит обычно тяготеет к сферолито-зернистым скоплениям бледно окрашенных слюд с калиевым полевым шпатом и кварцем. Строение зерен обычно однородное, но нередко в них присутствуют включения кварца, слюд, золота. Часты тесные срастания с пирротинном, пиритом, золотом.

В субсогласных жилах и жильно-прожилковых системах шеелит имеет обычно коричневатую-оранжевую окраску; менее распространен бесцветный полупрозрачный шеелит, чаще встречающийся мелкими зернами в богатых рудных телах с большим количеством крутопадающих прожилков кварца. Прямых возрастных соотношений двух разновидностей шеелита не наблюдалось, но они резко отличаются по содержаниям редких земель: в оранжевом их практически нет, в бесцветном спектральным анализом двух проб с месторождения Мютенбай выявлены (%): церий (0,1), лантан (0,01),

иттрий (0,3) и иттербий (0,001). Рентгеновским микроанализатором «Камебакс» выявлена обогащенность неокрашенного шеелита из рудных тел окисью вольфрама и обедненность его окисью кальция в сравнении с оранжевым из безрудных метасоматитов (%): в бесцветном (10 проб) CaO-17,09-18,69, WO₃-80, 83-82,75; в оранжевом (6 проб) CaO-18,68-19,33, WO₃-78,75-81,34. Установлена «стерильность» оранжевого шеелита по ряду элементов; спектрально в нем обнаружены лишь барий, стронций, молибден (до 0,03%), серебро и золото (до 0,0004%).

Золото в рудах почти исключительно самородное. Из других минералов упоминаются палладистое золото, креннерит и золотая амальгама. Преобладающая масса самородного золота связана с шеелит-золото-камишпат-биотит-кварцевой ассоциацией, что подтверждается микросростками самородного золота с кварцем, биотитом, хлоритом, амишпатом, шеелитом, углеродистым веществом. Часто золото заполняет межминеральные интерстиции или целиком вкраплено в кварц, калишпат, биотит и хлорит, шеелит. В кварцевожильных телах самородное золото приурочено к реликтам вмещающих пород, скоплениям биотита, сульфидов, границам кварцевых зерен, зонам грануляции, микротрещиноватости. Золотинки образуют неравномерно распределенные просечки, микрогнезда, мельчайшие включения, образующие прерывистые цепочки.

По размерам гипогенное золото Мурунтау: пылевидное (0,01-0,05 мм), очень мелкое (0,05-0,1 мм) и мелкое (0,1-0,9 мм). В богатых рудах из кварцевожильных тел встречаются крупное (1-2 мм) и весьма крупное (3-4 мм) золото, часто «пропитанное» частицами углеродистого вещества.

Типоморфная особенность минерала в кварце – его морфологическое однообразие: большинство золотинок представлено метакристаллами (50-95% знаков в прото-лочках) каплевидной, дробевидной, комковатой формы. Реже встречаются октаэдры, пластинчатые и другие формы, являющиеся искаженными монокристаллами и их сростками. Проявляется заметное изменение формы золотинок в зависимости от их размеров. Относительно крупные золотины представлены поликристаллическими сростками с ячеистым внутренним строением. Мелкие золотины чаще имеют угловато-округлую форму. Значительная часть золотинок пылевидного класса представлена изометричными или удлинёнными кристалликами. Поверхность кристалломорфных золотинок однородная, гладкая, блестящая. В калишпат-биотит-кварцевых метасоматитах микровыделения самородного золота иногда группируются десятками и даже сотнями в облачно-пятнистые скопления площадью до 3-4 мм². Часть зерен представлена недоразвитыми изометричными или слабоудлинёнными монокристаллами со сглаженными ребрами и вершинами. Распространены также округло-угловатые полизернистые микрогнезда, чешуйчато-микропластинчатые агрегаты.

Все исследователи самородного золота руд Мурунтау отмечают его высокую пробу. По независимым данным Н.П. Нестеровой и Г.М. Чеботарева, проба золота по месторождению колеблется в пределах 737-953 и 749-933 при среднем значении 867, которое вычисляют оба автора. Наиболее высокая проба гипогенного золота отмечается в кварцевых жилах с шеелитом (табл. 1.9).

Таблица 1.9

Проба самородного золота из шеелит-кварцевых жил

Характеристика золота	Средняя проба и количество определений	Метод анализа
Дендритовидное (коралло-видное)	985(2)	Микрорентгено-спектральный
Монокристалл в сростках с пирротинном	958(1)	Микрорентгено-спектральный
Комковатое розоватожелтое в кварце	943(6)	Оптический
В сростках с тетрадимитом	940(4)	Оптический
Округлое и неправильной формы в сростках с шеелитом	934(20)	Оптический
Комковатое ярко-желтое в кварце	926(2)	Оптический
Монозерно в арсенопирите	916(3)	Оптический
Округлое и неправильной формы в сростках с шеелитом, молибденитом	903(4)	Оптический
В сростках с шеелитом, молибденитом	887(5)	Оптический
Палочковидное ярко-желтое в кварце	887(16)	Оптический
Комковатое бледно-желтое в кварце	864(15)	Оптический

Примечание: Дендритовидные золотины выделены при растворении образцов пироселочным методом.

Вблизи земной поверхности, в так называемой зоне гипогенеза или поверхностного выщелачивания, руды и вмещающие породы в течение многих миллионов лет подвергались процессам химического преобразования под воздействием фильтрующихся сквозь них кислородо-содержащих вод поверхностного происхождения. Значительная часть минералов оказалась неустойчивой к их воздействию и разложилась частично или полностью. В первую очередь это касается сульфидов. Под воздействием кислорода сера из сульфидной перешла в сульфатную и значительная ее часть перешла в водный раствор. Возникшие, таким образом, кислые сульфатные воды вызвали гидратацию и гидролиз алюмосиликатов: слюд и полевых шпатов с преобразованием биотита в магнезиально-железистый хлорит, мусковита в гидрослюды (иллит), полевых шпатов в глинистые минералы (каолинит и галлуадит). Углеродистое вещество вмещающих пород, разлагаясь, образовывало гидрокарбонат-анион, также повышавший кислотность вод. Разложение углеродистого пигмента вызвало изменение окраски пород и руд на более светлую, а развитие гидрослюд и глинистых минералов довело ее участками до белой.

Закисное железо разложившихся сульфидов в присутствии кислорода перешло в окисное и, потеряв способность к водной миграции, образовало ореол гидроксидов железа (гетит, лепидопропит), прокрасивших породы в охристые и красно-коричневые тона. Присутствие в растворе K, Na, Al, Fe дало возможность части сульфат-аниона образовать гидросульфаты этих металлов: ярко-желтый ярозит и алунит с вариацией окраски от белой через розовую до фиолетовой, еще более увеличивших пестроту окраски пород зоны окисления. Развитый по арсенопириту скородит добавил в эту гамму темно-зеленый цвет.

Из других оксидов свободный глинозем (минерал диаспор) фиксируется крайне редко, зато очень характерен для зоны окисления Мурунтау свободный кремнезем. Непосредственно на месторождении он проявился в виде кристобалита – его метастабильной низкотемпературной модификации. Кристобалит часто пропитывает крупные (до метра и более) участки пород и руд, образуя стекловатые по облику выделения неправильной формы. При микроскопическом изучении обнаруживаются многочисленные полные псевдоморфозы кристобалита по кристалликам сульфидов. Помимо кристаллографических очертаний, признаком того, что эти зерна принадлежали сульфидам, служит приуроченный к ним лейкоксен – микрокристаллический агрегат оксида титана, не мигрировавший при разложении материнского сульфида.

Совместно с кристобалитом наблюдаются микровыделения цеолитов (близки к анальциму и гейландиту по оптическим данным).

В окисленных рудах наблюдается (как частично, так и полностью) переотложенное самородное золото. Гипергенное золото наблюдается в пустотах выщелачивания в рыхлых агрегатах гетита, яродита, скородита.

Для выделений самородного золота характерны дендритовидные, коралловидные, микропластинчатые сростки и комковатые агрегаты. Поверхность зерен всегда шагрeneвая, микроячеистая.

Частично переотложенное золото наблюдается в виде периферической поймы зерен гипогенного золота, образует в них межзерновые прожилки.

Для гипергенного золота характерны наивысшие значения пробности, достигающие 980-990, возникшие из-за выщелачивания из него примесей (табл. 1.10).

Таблица 1.10

**Гипергенное золото из гидроксидов железа в
кварцевой жиле 42А**

Проба	№ зерна	Число замеров	Au	Ag	Cu
Образец 6441	24	1	98,15	1,85	-
	25	2	96,17	3,89	-
	26	4	94,15	4,97	0,89
	27	4	92,71	6,51	0,79

Процессы, проходившие в зоне окисления, привели к заметному уменьшению плотности пород и руд и возрастанию пористости (табл. 1.11).

Таблица 1.11

**Плотность, пористость пород и руд в зоне окисления и
за ее пределами по скважинам МС-3 и СГ-10 (до 445 м)**

Глубина		Плотность, г/см ³	Пористость, %
До 100 м 32 образца	порода	2,55	0,45
	руда	2,65-2,75	0,38-0,52
Более 100 м 332 образца	порода	2,65	0,2
	руда	2,7-3,8	0,15-0,33

Глубина развития зоны окисления в пределах Мурунтау достигла 80-100 м в центральной части месторождения. Заметно глубже ее распространение в зоне Структурного разлома до 120-150 м и меньше в зоне Южного – 60-70 м. Основные технологические типы забалансовых руд месторождения Мурунтау окисленные и первичные.

Окисленные руды претерпели процесс выщелачивания в природных условиях. Агрегат породообразующих минералов в них частично или полностью разложился; полностью разложились сульфиды. Интенсивно развита микро-трещиноватость, многочисленны пустоты на месте выщелоченных гипогенных минералов. Новообразованные гипергенные минералы образуют пористый агрегат, легко проницаемый для растворов. Легко достигается контакт цианосодержащего раствора с самородным золотом, высвобожденном из сростков минералов и частично переотложенном в микро- и макротрещины.

Вследствие перечисленных факторов золото из окисленных руд выщелачивается легко. Интенсивность процесса пропорциональна объему раствора, фильтрующегося сквозь руду за единицу времени, так как возрастание градиента давления заставляет раствор проникать в мельчайшие трещины и поры в зернах руды, увеличивая скорость выщелачивания и конечный процент извлечения золота из руды. Максимальное количество золота способно выщелочиться уже в начале процесса, что обуславливает резкий подъем кривой с последующим резким ее выглаживанием.

Подтипом окисленных руд являются руды с высоким содержанием гидроксидов железа, возникших преимущественно за счет гипергенного разложения сульфидов. Гидроксиды железа могут частично и полностью покрывать поверхность золотин, тем самым, увеличивая время выщелачивания и вызывая дополнительный расход реагента на перевод железа в водорастворимые комплексы.

Среди первичных наиболее распространены руды, состоящие из камишпат-биотит-кварцевых метасоматитов с переменным количеством жильного кварца и низким содержанием сульфидов. По сравнению с окисленными рудами процесс выщелачивания золота из них замедленный. Раствор реагента первоначально способен вступать в реакцию с золотом, полностью высвобожденным из породного агрегата при дроблении, т.е. с самыми мелкими гранулометрическими фракциями руды, процент которых невысок, и самыми крупными золотинами, процент которых также очень мал, а также выделениями самородного золота, находящимися на поверхности обломков руды. Требуется время, чтобы раствор наработал пути движения внутри зерен, гидратировав и частично разложив алюмосиликаты, создав микротрещиноватость и микропоры для достижения контакта с выделениями самородного золота, «запечатанными» в агрегате минералов. И чем крупнее обломки руды, тем больше времени требуется для проникновения раствора в них и тем ниже конечный процент извлечения золота из руды. Кривая выщелачивания этого типа руд имеет пологий подъем, но конечный процент извлечения может быть сопоставим с процентом извлечения из окисленных руд. Как и для окисленных руд, важно создать высокий гидравлический градиент в начале выщелачивания, чтобы интенсифицировать процесс разложения минерального агрегата и развития микротрещиноватости.

Руды, состоящие преимущественно из жильного кварца, встречаются редко и принципиально не отличаются от руд,

сложенных калишпат-биотит-кварцевыми метасоматитами. Золото в жильном кварце также часто приурочено к скоплениям биотита, зернам полевого шпата, шеелита. Кварц вблизи выделений самородного золота часто гранулирован, трещиноватый. Дополнительная трещиноватость возникает в кварце при дроблении вследствие его высокой хрупкости.

Вторая, достаточно широко распространенная группа первичных руд – углеродисто-слюдистые сланцы и алевролиты с повышенными содержаниями сульфидов: пирита, пирротина, реже арсенопирита. Золото в них преимущественно связано с прожилковой кварцевой минерализацией. Сульфидная вкрапленность вмещающих пород, как правило, заметного количества золота не содержит. Основное отличие от первой группы – интенсивное поглощение золота углеродистым веществом на начальных стадиях выщелачивания. Обогащенный раствор с содержанием золота $0,5-0,7 \text{ г/м}^3$ после фильтрации через такую руду в первые недели орошения выходил с содержанием $0,12-0,17 \text{ г/м}^3$. Лишь длительное по времени воздействие щелочного раствора на руду приводит к разложению углеродистого вещества с преобразованием его преимущественно в карбонат кальция и последующему росту рН раствора на выходе, уменьшению цианопоглощения и выносу золота. Итоговое извлечение золота из руд этого типа заметно ниже, чем из калишпат-биотит-кварцевых метасоматитов.

Редко встречающимся подтипом первичных руд являются сульфидные руды. Это могут быть разнообразные по составу породы, золотоносность которых связана с альбит-кварц-сульфидной жильной минерализацией. Значительная часть самородного золота в них «запечатана» в сульфидах: арсенопирите, реже в пирите и еще реже в других сульфидах и

сульфосолях (галенит, висмутин, блеклые руды, сфалерит и др.). Содержание сульфидов в руде достигает 3-5% и более.

В обычных условиях щелочным цианосодержащим раствором золото из этих руд практически не выщелачивается, сульфиды не разлагаются под его воздействием. Для выщелачивания золота из таких руд требуется разложение сульфидов, которое можно достичь обжигом или бактериальным выщелачиванием. Не исключается возможность разложения сульфидов раствором, содержащим нитраты натрия и аммония. Однако осложняющим обстоятельством может быть перевод в раствор слишком большого количества сопутствующих элементов-примесей.

Таким образом, основной особенностью руд месторождения Мурунтау является то, что практически все они малосульфидные. Важно также то, что с глубиной технологические свойства руды практически не меняются. На месторождении все золото в основном представлено в свободном виде и характеризуется как тонкодисперсное. Два основных технологических типа руд требуют различных технологических подходов и имеют включения глины, угля, железа, цинка и другие примеси, которые усложняют ведение процесса выщелачивания золота. Наличие в руде крупного золота удлиняет цикл выщелачивания и сводит полезную работу выщелачивающего раствора к минимуму, тем самым, увеличивая потребление цианида натрия, который расходуется на взаимодействие с рудной массой.

Из практики цианирования золотосодержащих руд известно, что скорость растворения золота существенно зависит от степени аэрирования выщелачиваемой массы. Поэтому при

кучном выщелачивании золота уложенная в штабель рудная масса должна быть хорошо проницаема для воздуха.

Наличие воды является одним из главных факторов, определяющих экономическую эффективность применения кучного выщелачивания при освоении месторождения, по этому признаку в регионе могут быть выделены территории, на которых имеются открытые водоемы, проложены водопроводы, имеются запасы подземных вод или источники воды отсутствуют, а на их создание требуются значительные капитальные вложения.

В Кызылкумском регионе рельеф местности, главным образом, либо ровный, либо холмистый, а территория покрыта чехлом песчано-глинистых отложений, что упрощает выбор площадки для размещения рудных штабелей. Поэтому влияние указанных факторов на кучное выщелачивание второстепенно.

Экономико-географическое положение месторождений, климатические условия, рельеф местности и характеристика пород основания из представленной систематизации (см. табл. 1.7) исключены, поскольку они постоянны и оказывают практически одинаковое влияние на эффективность кучного выщелачивания на всей территории Кызылкумского региона.

Так, например, экономико-географическое положение месторождений определяется удаленностью от промышленно развитых центров и обуславливает в большинстве случаев экономическую целесообразность получения на месте только золото-насыщенных сорбентов с последующей их переработкой на одном из трех базовых заводах. Климатические условия региона характеризуются продолжительным (более 8 месяцев) периодом с высокой температурой окружающего

воздуха при низкой влажности, следствием которых являются значительные потери воды на испарение.

Таким образом, в Кызылкумском регионе возможность применения кучного выщелачивания при освоении месторождений определяется запасами руды, содержанием и формой нахождения золота, а экономическая эффективность – наличием источников воды, видом источников поступления руды, необходимостью предварительной подготовки руды и наличием примесей в рудной массе.

1.5. Влияние минералогического состава руды на процесс кучного выщелачивания золота

Технико-экономические показатели производства золота методом кучного выщелачивания, рентабельность предприятия определяются, прежде всего, производительностью, содержанием металла в сырье и его вещественной характеристикой. При оценке применимости этого метода к конкретному сырьевому источнику, так же, как и при отработке каждого сырьевого объекта по технологии КВ, необходимо знание минерального состава сырья, характеристики содержащегося в нем золота. В данном разделе приведены литературные сведения по минералогии золота и содержащих его пород, информация о степени пригодности различных типов руд к переработке кучным выщелачиванием с применением цианистых растворов.

Встречающиеся в природе собственные минералы золота (известно около 30 минералов золота) подразделяют на 3 группы: 1) самородное золото и его разновидности (при-

родные сплавы и твердые растворы золота с серебром, медью, висмутом, металлами платиновой группы); 2) интерметаллические соединения золота с ртутью (амальгамы золота) и висмутом; 3) теллуриды и селениды золота (неметаллические минеральные образования).

Различают видимое (свободное) золото и тонкодисперсное золото в кварце, пирите, арсенопирите и других минералах. Размер зерен самородного золота составляет от долей микрометра до крупных самородков. Классификация самородного золота по крупности с точки зрения технологии его извлечения приведена в табл. 1.12.

Таблица 1.12

**Классификация золота по крупности (данные
Иргиредмета)**

Характеристика золота по размерам	Пределы колебаний размеров золотин, мм
Самородки	Более 5
Очень крупное	-5,0+1,0
Крупное	-1,0+0,5
Среднее	-0,5+0,25
Мелкое	-0,25+0,15
Очень мелкое	-0,15+0,07
Тонкое	-0,07+0,05
Тонкодисперсное	Менее 0,05

В большинстве золоторудных месторождений на территории стран СНГ редко преобладают золотинки крупнее 0,2 мм. Наиболее эффективное выщелачивание достигается в случаях, когда выделения свободного золота

имеют размер от менее 0,001 до 0,07 мм и чистую поверхность.

В рудах самородное золото находится либо в виде свободных зерен, либо в ассоциации с жильными (породообразующими) или рудными минералами. Более и чаще всего в природе золото встречается с кварцем, затем с пиритом, арсенопиритом, пирротинном, галенитом, цинковой обманкой и др.; золото приурочено к трещинам в минералах и границам их сростаний, так как выделяется из носителей в числе самых последних минералов.

По характеру взаимосвязи с рудными компонентами частицы золота подразделяют на 3 категории:

1. Золотины с чистой, полностью обнаженной поверхностью («свободное» золото).

2. Золотины с частично обнаженной поверхностью (золото в сростках, покрытое несплошными пленками и проч.).

3. Золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями (главным образом тонковкрапленное золото).

Наличие тонковкрапленного золота в минеральном сырье является одной из основных причин технологической упорности сырья. Совокупность двух факторов: плотной структуры минеральных зерен, непроницаемой для цианистых растворов, и дисперсности заключенного в минералах золота обуславливает упорность золотых руд в процессе выщелачивания. Сочетание указанных факторов в наибольшей степени присуще золотосодержащим сульфидам и отчасти кварцу. Ведущее место среди сульфидов и по

распространенности, и по практической значимости принадлежит пириту FeS_2 и арсенопириту FeAsS .

Кварц является типичным оксидом, одним из наиболее распространенных в земной коре минералов. В значительных количествах содержится в многочисленных гидротермальных месторождениях в ассоциации с различными минералами: пиритом, халькопиритом, турмалином, кальцитом, хлоритами и др. Золото в кварце, как правило, крупнее, чем в других минералах одной и той же руды. Крупное и среднее по крупности золото относительно легко освобождается в процессе дробления и измельчения руды от ассоциирующего с ним минерала и далее успешно цианируется. Тонкодисперсное золото, заключенное в кварце, практически не выщелачивается.

На процесс извлечения золота, заключенного в указанных минералах, размер золотин оказывает решающее влияние. Руда, содержащая сравнительно крупное золото в сульфидах, может быть в принципе легко переработана по технологии кучного выщелачивания. Золото же крупностью менее 10 мкм, «запечатанное» в пирите и арсенопирите, как правило, не удается извлечь кучным выщелачиванием в связи с непроницаемостью цианистых растворов внутрь сульфидных зерен.

Золото, в том числе тонкодисперсное, часто присутствует в рудах, содержащих природные сорбенты: графит, углистые и органические вещества (уголь, битум, древесина и др.). Переработка таких руд кучным выщелачиванием осложнена из-за снижения извлечения золота в раствор вследствие обратной сорбции его углеродсодержащими рудными компонентами.

Сульфидные и окисленные минералы меди, железа, сурьмы, мышьяка, цинка и другие, взаимодействуя со щелочными цианистыми растворами, могут существенно затруднить процесс растворения благородных металлов. Отрицательное воздействие примесных компонентов на извлечение золота, серебра при цианистом выщелачивании характеризуется как «химическая депрессия» извлекаемых металлов. Основной формой проявления химической депрессии золота и серебра в цианистом процессе является «вялое» растворение металлов вследствие поглощения растворителя (цианида) или кислорода активными компонентами руды: «цианисидами» и восстановителями.

Отрицательное влияние цианисидов проявляется не только в том, что они уменьшают концентрацию активного (свободного) цианида в выщелачивающих растворах, но и вызывают повышенный расход реагента-растворителя. Следствием возрастающего в результате воздействия цианисидов общего солевого фона цианистых растворов является образование на поверхности золотин химических пленок, тормозящих процесс растворения золота (явление «усталости» растворов). Этим в значительной степени объясняется пониженное извлечение благородных металлов при гидрометаллургической обработке руд, содержащих химические депрессоры.

Наиболее сильное депрессирующее действие на растворение золота и серебра в растворах цианидов оказывают сульфидные минералы сурьмы, главным образом антимонит Sb_2S_3 , который в данном процессе выполняет одновременно роль и цианисида и восстановителя (поглотителя кислорода). При цианировании сурьмосодержащих золотых

руд на поверхности золотин могут образовываться химические сурьмянистые пленки, замедляющие процесс выщелачивания золота.

К категории химических депрессоров золота также относятся быстроокисляющиеся сульфиды железа: некоторые разновидности пирита, марказит FeS_2 и пирротин FeS_x . Присутствие этих минералов в золотосодержащем сырье может существенно препятствовать осуществлению цианистого процесса, для улучшения которого такое сырье должно подвергаться предварительному аэрированию в щелочном растворе.

Сильное депрессирующее действие на цианирование золота и серебра оказывают минералы меди (халькозин, азурит, малахит и др.), на растворение которых расходуется от 2,3 до 3,4 кг NaCN на 1 кг меди (табл. 1.13).

Эффективность цианистого выщелачивания золота из сырья снижается в присутствии значительных количеств минералов мышьяка: аурипигмента, реальгара, арсенопирита.

Из минералов, содержащих железо и серу, наиболее заметным цианисидом является пирротин. При взаимодействии с ним образуются CNS^- и ферроцианиды, кроме того пирротин активно связывает растворенный кислород. Карбонатные и силикатные минералы с цианидом не реагируют, для высвобождения золота из руд, содержащих эти компоненты, обычно достаточно дробления руды.

Таблица 1.13

**Реакции растворения минералов меди в водных
растворах цианистого натрия**

Минерал	Химическая формула	Реакция растворения	Расход NaCN, кг/кг меди
Самородная медь	Cu	$2\text{Cu} + 6\text{NaCN} + 1/2\text{O}_2 + \text{H}_2\text{O} = 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + 2\text{NaOH}$	2,3
Куприт	Cu ₂ O	$\text{Cu}_2\text{O} + 6\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} = 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + 2\text{NaOH}$	2,3
Мелаконит	CuO	$2\text{CuO} + 8\text{NaCN} + 2\text{H}_2\text{O} = 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + (\text{CN})_2 + 4\text{NaOH}$	3,4
Халькантит	CuSO ₄ •5H ₂ O	$2\text{CuSO}_4 + 8\text{NaCN} = 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + 2\text{Na}_2\text{SO}_3 + (\text{CN})_2$	3,4
Малахит	CuCO ₃ •Cu(OH) ₂	$2\text{CuCO}_3 + 8\text{NaCN} = 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + 2\text{Na}_2\text{CO}_3 + (\text{CN})_2$	3,4
Азурит	2CuCO ₃ •Cu(OH) ₂	$2\text{Cu}(\text{OH})_2 + 8\text{NaCN} = 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_2 + 4\text{NaOH} + (\text{CN})_2$	3,4
Халькозин	Cu ₂ S	$2\text{Cu}_2\text{S} + 14\text{NaCN} + 2\text{H}_2\text{O} + \text{O}_2 = 2\text{Na}_3\text{Cu}(\text{CNS})(\text{CN})_3 + 2\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3 + 4\text{NaOH}$	2,7

Как отмечалось, основными носителями золота в рудах эндогенных месторождений являются кварц, сульфиды железа (пирит, арсенопирит, пирротин), сульфиды цветных металлов: халькопирит, сфалерит, галенит, антимонит. В зависимости от минерального состава руд выделяют следующие основные формации эндогенных месторождений золота (табл. 1.14).

Наиболее благоприятными для отработки по технологии кучного выщелачивания являются месторождения золотокварцевой формации (за исключением объектов с тонкодисперсным золотом в кварце) и золотосульфидно-кварцевой. Золото в таких месторождениях представлено в форме свободного, руды малосульфидные (не более 5% сульфидов). Благоприятными для кучного выщелачивания являются руды золото-карбонатно-сульфидной и золото-халцедоново-кварцевой формации (при условии отсутствия в них теллуридов). Менее благоприятными для отработки выщелачиванием считаются месторождения руд золото-силикатной (скарновой) и золотосульфидной (с содержанием сульфидов от 5 до 20%) формаций, а неблагоприятными – существенно сульфидные руды с содержанием сульфидов более 20%.

Таблица 1.14

**Вещественная характеристика золоторудных
месторождений и их пригодность для отработки по
технологии кучного выщелачивания**

Формация эндогенных месторождений	Характеристика формации	Степень благоприят- ности
1	2	3
Золото-кварцевая; Золото- сульфидно- кварцевая	Золото в основном свободное в кварце, частично в сульфидах. Месторождения представлены жилами, жильными зонами и штокверками в осадочных, вулканических, интрузивных, реже метаморфических породах	Весьма благоприятны*
Золото- сульфидная	В составе руд главную роль играют пирит, халькопирит, арсенопирит, пирротин, сфалерит, галенит. Золото тесно связано с сульфидами. Месторождения представлены зонами вкрапленности золотоносных сульфидов в осадочных и эффузивных толщах. Нередко тяготеют к существенно углистым или графитистым сланцам	Неблагоприятны либо малоблаго- приятны
Золото-карбонат сульфидная	Месторождения типа залежей, жил, гнездового или вкрапленного оруденения в карбонатных толщах и образующихся по ним метасоматитах	Благоприятны
Золото- силикатная (скарновая)	Месторождения представлены скарновыми залежами с наложенной сульфидной и золотой минерализацией и связаны с контактными ореолами гранитоидных массивов	Малоблаго- приятны
Золото- халцедоново- кварцевая (золото- серебряная)	Характеризуется высокой серебристостью золота и обилием собственно серебрянных минералов, для некоторых характерны теллуриды. Месторождения – жилы, минерализованные и жильные зоны, штокверки	Благоприятны, малоблагоприятны (при наличии теллуридов)

* За исключением объектов с тонкодисперсным золотом в кварце.

Обычно в верхних горизонтах золоторудных месторождений присутствуют окисленные руды, в большинстве своем пригодные для переработки по технологии кучного цианистого выщелачивания. В экзогенных месторождениях, представляющих собой зоны окисления сульфидных месторождений, золото концентрируется в нижних слоях окисленных руд и находится в тесной ассоциации с вторичными минералами. В наиболее преобразованных зонах окисленных руд преобладает более крупное золото, но в совершенно рыхлой рудной массе с большим содержанием гидроксидов железа без видимых первичных сульфидов и других минералов золото очень мелкое.

В золотых кварцевых и мало-сульфидных месторождениях окисленные руды встречаются редко и небольшими участками. При процессах выветривания кварц является химически стойким минералом и накапливается в виде обломочных зерен в россыпях и осадочных породах: песчаниках, кварцитах (песчаники состоят из сцементированных окатанных зерен кварца).

Из зарубежной практики известно, что кучным выщелачиванием успешно перерабатываются золотые и золотосеребряные руды, приуроченные к известковистым и кремнистым осадочным образованиям, карбонатизированным сланцам, вулканическим и интрузивным породам. Лучше всего процесс фильтрационного выщелачивания осуществляется в рудах, локализованных в хорошо проницаемых для растворов вмещающих породах: песчаниках, алевролитах, известковистых сланцах, известняках.

Глинистые и слюдистые минералы заиливают каналы между кусками руды, повышают слеживание материала в штабеле, затрудняют фильтрацию раствора, в особенности, если эти минералы набухают. Тонкодисперсные частицы глинистых минералов обладают способностью сорбировать растворенное золото и свободный цианид.

Процесс кучного выщелачивания является замкнутым и это определяет небольшой расход воды, но по своему естественному химическому составу вода должна быть пригодной для приготовления рабочих растворов. В ней не должно быть значительных количеств сероводорода, хлора, соединений меди и других примесей, снижающих растворяющую способность цианида по отношению к золоту и серебру. Поэтому наряду с изучением и анализом перерабатываемого золотосодержащего сырья необходимо осуществлять анализ используемой в технологическом процессе воды.

Месторождение Мурунтау относится к золото-кварцевому типу. В руде преобладают весьма тонкие выделения золота в кварце, реже в трещинах и на поверхности сульфидов. На частицы золота размером 0,2-1,0 мм приходится до 59,5%, размером 0,05-0,2 мм 37% и размером менее 0,05 мм около 3,5% его массы. Таким образом, около 97% свободного золота в руде имеет крупность частиц более 0,05 мм, что определяет тонину помола рудной массы для обеспечения высокого извлечения золота.

На 90-95% золотые руды месторождения представляют собой в различной степени метасоматические измененные породы с жильным кварцем и имеют алюмосиликатный состав. Кварцевая разновидность руд характеризуется более высокими содержаниями золота и частым присутствием шеелита (CaWO_4).

Из порообразующих минералов в рудах преобладают (табл. 1.14) кварц, калиевый полевой шпат (ортоклаз и микроклин), биотит, серицит, хлорит, плагиоклаз (альбит). Наиболее характерные рудные минералы: самородное золото, шеелит, арсенопирит, пирит и пирротин. Химический состав руд Мурунтау по данным технологического опробования включает: 1-29 г/т Au, 0,8-7,2 г/т Ag, 0,003- 0,6%WO₃, 0,07-2,19% S, 0,03-1,73% As и 0,08-1,81% C.

Золото в рудах почти исключительно самородное. Преобладающая масса самородного золота заполняет межминеральные интерстиции или целиком вкраплена в кварц, калишпат, биотит и хлорит, шеелит. В кварцевожильных телах самородное золото приурочено к реликтам вмещающих пород, скоплениям биотита, сульфидов, границам кварцевых зерен, зонам грануляции, микротрещиноватости. Золотинки образуют неравномерно распределенные просечки, микрогнезда, мельчайшие включения, образующие прерывистые цепочки.

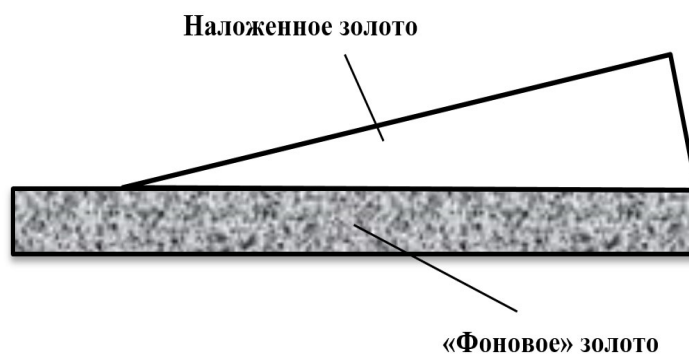


Рис. 1.5. Схема распределения золота в руде

По размерам гипогенное золото Мурунтау пылевидное (0,01-0,05 мм), очень мелкое (0,05-0,1 мм) и мелкое (0,1-0,9 мм). В богатых рудах из кварцевожильных тел встречаются крупное (1-2 мм) и весьма крупное (3-4 мм) золото. При этом распределение золота в руде характеризуется наличием «фона», пропитывающего рудовмещающие породы и представленного тонкодисперсным золотом, на который наложена «добавка» из более крупного золота, превращающая породы в руду и несущая основной его запас в месторождении (рис. 1.5).

Такое разделение золота на «фоновое» и «наложенное» при уменьшении содержания в руде обуславливает снижение коэффициента его извлечения в процессе переработки.

Все исследователи самородного золота руд Мурунтау отмечают его высокую пробу, изменяющуюся в пределах 864-985.

Вблизи земной поверхности в зоне поверхностного окисления руды вмещающие породы подвергались процессам химического преобразования под воздействием фильтрующихся сквозь них кислородосодержащих вод поверхностного происхождения. Значительная часть минералов оказалась неустойчивой к их воздействию и разложилась частично или полностью. В первую очередь это касается сульфидов. Под воздействием кислорода сера из сульфидной перешла в сульфатную форму.

В окисленных рудах наблюдается (как частично, так и полностью) переотложенное самородное золото. Гипергенное золото наблюдается в пустотах выщелачивания в рыхлых агрегатах гетита, яродита, скородита.

Процессы, проходившие в зоне окисления, привели к заметному уменьшению плотности пород и руд и возрастанию пористости (табл. 1.15), что способствует процессу выщелачивания золота цианистыми растворами.

**Плотность и пористость пород и руд
в зоне окисления и за ее пределами**

Глубина		Плотность, г/см ³	Пористость, %
До 100 м	порода	2,55	0,45
	руда	2,51-2,71	0,38-0,52
Более 100 м	порода	2,75	0,2
	руда	2,62-3,26	0,15-0,33

На месторождении Мурунтау и в складах присутствуют окисленные и первичные технологические типы забалансовой руды.

Вследствие перечисленных факторов золото из окисленных руд выщелачивается легко. Интенсивность процесса пропорциональна объему раствора, фильтрующегося сквозь руду за единицу времени, так как возрастание градиента давления заставляет раствор проникать в мельчайшие трещины и поры в зернах руды, увеличивая скорость выщелачивания и конечный процент извлечения золота из руды. Максимальное количество золота способно выщелочиться уже в начале процесса, что обуславливает резкий подъем кривой с последующим резким ее выволаживанием.

В первичных рудах, состоящих из биотит-кварцевых метасоматитов с переменным количеством жильного кварца и

низким содержанием сульфидов, процесс выщелачивания золота протекает медленнее. Раствор реагента первоначально способен вступать в реакцию с золотом, полностью высвобожденным из породного агрегата при дроблении или находящимся на поверхности обломков руды. Требуется время, чтобы раствор наработал пути для достижения контакта с выделениями самородного золота, «запечатанными» в агрегате минералов. И чем крупнее обломки руды, тем больше времени требуется для проникновения раствора в них и тем ниже конечный процент извлечения золота из руды. Кривая выщелачивания золота из этого типа руд имеет пологий подъем, но конечное извлечение может быть сопоставимо с извлечением из окисленных руд.

Вторая, достаточно широко распространенная группа первичных руд – углеродисто-сланцевые сланцы и алевролиты с повышенными содержаниями сульфидов: пирита, пирротина, реже арсенопирита. Золото в них преимущественно связано с прожилковой кварцевой минерализацией. Основное отличие от первой группы – интенсивное поглощение золота углеродистым веществом на начальных стадиях выщелачивания.

Редко встречающимся подтипом первичных руд являются сульфидные руды, в которых значительная часть самородного золота «запечатана» в сульфидах: арсенопирите и пирите. Содержание сульфидов в руде достигает 3-5%. В обычных условиях щелочным цианосодержащим раствором золото из этих руд практически не выщелачивается, сульфиды не разлагаются под его воздействием.

Таким образом, основной особенностью руд месторождения Мурунтау является то, что практически все они

малосульфидные. Важно также то, что с глубиной технологические свойства руды практически не меняются. На месторождении все золото в основном представлено в свободном виде и характеризуется как тонкодисперсное. Два основных технологических типа руд требуют различных технологических подходов и имеют включения глины, угля, железа, цинка и другие примеси, которые усложняют ведение процесса выщелачивания золота. Наличие в руде крупного золота удлиняет цикл выщелачивания и сводит полезную работу выщелачивающего раствора к минимуму, тем самым, увеличивая потребление цианида натрия.

Минералогические и петрографические характеристики забалансовых руд в складах свидетельствуют о наличии достаточно дифференцированного вещественного состава исходной рудной массы – от кварцево-сланцевых и углеродистых сланцев и алевролитов, до интенсивно метаморфизованных песчаников с большой долей окварцованных пород. Специфика процесса кучного выщелачивания, при котором в обработку вовлекается вся горная масса, создает необходимость по возможности дифференцировать толщ горного отвала по укрупненным группам пород, каждая из которых характеризуется тремя главными параметрами: содержанием золота в руде, распределением по фракциям крупности при дроблении и степенью извлечения золота. Проведенными исследованиями по изучению влияния исходного состава руды на степень извлекаемости золота установлено, что рудную массу горного отвала целесообразно разделить на следующие разновидности (табл. 1.16). Сульфидсодержащие разновидности составляют незначительное количество (1,5%), поэтому их влиянием можно пренебречь.

Рудная масса различается общим содержанием золота в руде, содержанием золота по фракциям крупности, извлечением золота, скоростью выщелачивания, способностью к пересажению золота, отношением к реагентам и т. д.

Таблица 1.16

**Характеристика разновидностей пород
в складах карьера Мурунтау**

Группа пород	Доля в общей массе, %	Среднее содержание, г/т
1. Измененные	40,0	2,0
2. Неизмененные	45,0	1,5
3. Метаморфизованные	10,0	3,0
4. Кварц	3,5	1,2
5. Сульфиды	1,5	8,0-10,0

Изучение распределения рудной массы по классам крупности при дроблении показывает, что измененные и неизмененные типы рудной массы по этому параметру практически одинаковы, а метаморфические разности, метасоматиты и кварц характеризуются повышенной степенью потенциального разрушения (рис. 1.6).

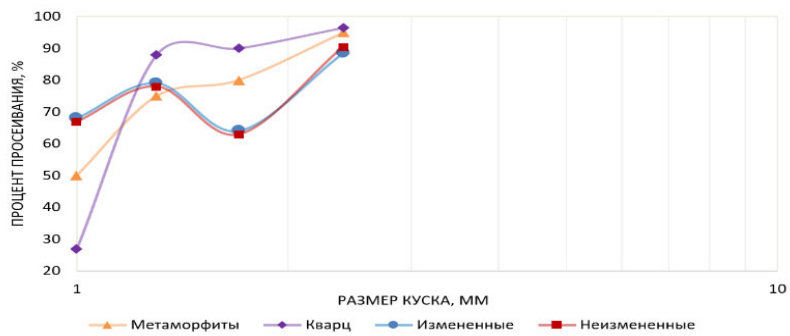


Рис. 1.6. Характеристика фракционного состава разных типов рудной массы

Главной предпосылкой формирования однородного потока рудной массы, который существенно влияет на управление процессом выщелачивания, является выбор исходной руды. Например, если измененные и неизмененные ее типы характеризуются степенью извлечения золота в 60-65% и 40-45%, то при укладке руды в штабель преобладание неизменных типов руд будет уменьшать извлечение золота и наоборот (рис. 1.7, 1.8).

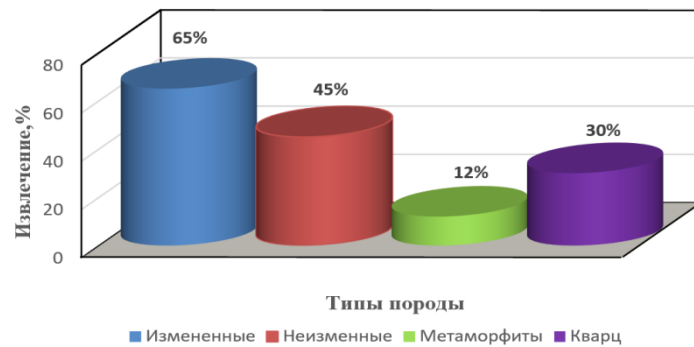


Рис. 1.7. Показатели извлечения золота из разной рудной массы

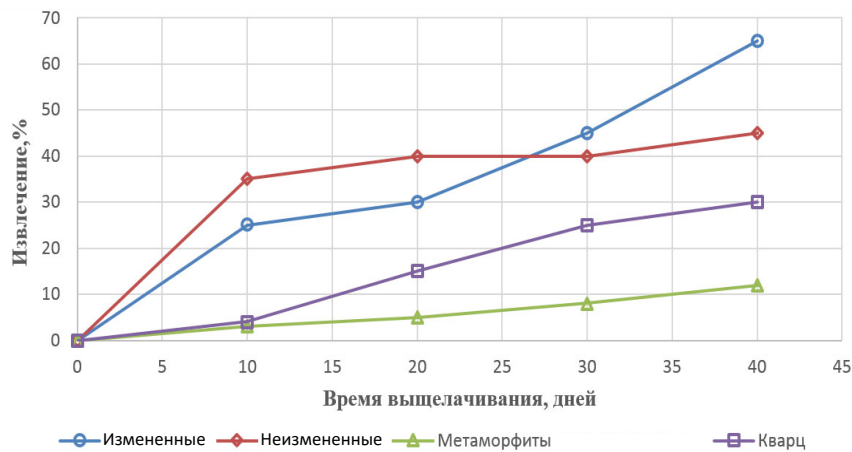


Рис. 1.8. Изменение извлечения золота из различных типов руд во времени

Таким образом, предварительное изучение отвала забалансовых руд необходимо не только для определения запасов, но и для дифференциации вещественных комплексов рудной массы, что позволяет прогнозировать параметры кучного выщелачивания.

В целом анализ влияния минералогического состава на процесс выщелачивания золота позволяет сделать следующие выводы:

– коэффициент извлечения золота определяется его формой нахождения в рудной массе (свободное или химически связанное), размером и агрегатным состоянием золотинок, наличием пассивирующих пленок, генезисом рудовмещающих пород (измененные или неизменные) и их структурными характеристиками (пористость, трещиноватость). В забалансовых рудах, накопленных в складах карьера

Мурунтау, золото находится главным образом в свободном виде и сосредоточено в мелких и очень мелких частицах, что влияет на скорость растворения цианистыми растворами;

– фракционный состав и дробимость основных рудообразующих пород практически одинаковы, что позволяет исключить этот показатель при определении проницаемости рудного штабеля и ее изменения в зависимости от высоты выщелачиваемого слоя;

– забалансовые руды в складах карьера Мурунтау представлены в основном измененными и неизменными породами, характеризующимися разными показателями извлечения (соответственно 65 и 45%) при равном времени протекания процесса, что следует учитывать при определении удельных характеристик его эффективности.

**ОЦЕНКА ОПЫТА ПРИМЕНЕНИЯ КУЧНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИ ОСВОЕНИИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА**

- 2.1. Анализ опыта переработки золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания**
- 2.2. Основные проектные решения по кучному выщелачиванию золота из многоярусного штабеля**
- 2.3. Технологические показатели процесса кучного выщелачивания из многоярусного штабеля**
- 2.4. Влияние геометрических параметров многоярусного штабеля на эффективность выщелачивания золота**

2.1. Анализ опыта переработки золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания

Горнорудное управление США в 1969 г. сообщило, что компанией Carlin Gold Mining на золоторудном месторождении Carlin Trand (шт. Невада) проведены крупные полевые эксперименты по кучному выщелачиванию золота. Выщелачивание осуществляли цианистыми растворами из руды с содержанием 2 г/т Au, дробленной до крупности –25 мм. Характер руды – известковые сланцы, золото в руде тонкое. Извлечение составило 80% за 11 суток выщелачивания и 90% за 21 сутки при плотности орошения от 1000 до 4000 л/(м²-сут.). Эффективное растворение золота с минимальным расходом цианида и извести достигнуто при концентрации в растворах цианида около 1 г/л и pH 10-11. В процессе фильтрации цианистого раствора через слой руды в 3,6 м не происходило заметного снижения содержания в нем растворенного кислорода. По мнению Горного бюро, кучное выщелачивание можно успешно применять на бедных рудах, переработка которых по фабричной технологии нерентабельна.

В более поздней (1973 г.) информации сообщалось, что на руднике Carlin руду дробят до крупности –18,6 мм, сваливают на асфальтовую площадку и обрабатывают цианистыми растворами в течение 8 суток. Промытые хвосты выщелачивания убирают погрузчиком в хвостохранилище. На каждой из имеющихся четырех асфальтовых площадок укладывают по 1400 т руды. В сезон с апреля по октябрь перерабатывают по 10000 т руды в месяц с извлечением золота на уровне 70%.

Первая крупномасштабная отработка кучным выщелачиванием золотосодержащей руды проведена в шт. Невада компанией Cortez Gold Mines, осуществляющей КВ бедных руд наряду с фабричной переработкой кондиционных руд. Кучному выщелачиванию подвергают половину добываемых руд. К разработке технологии извлечения золота из бедных руд компания приступила в 1969 г. Полупромышленные испытания показали, что руды пригодны для КВ. Промышленную отработку кучным выщелачиванием окисленной руды месторождения Cortez начали в 1971 г., а в 1973 г. компания приступила к разработке близлежащего месторождения песчано-глинистых руд Gold Acres с переработкой бедных руд кучным выщелачиванием, высокосортовых на обогатительной фабрике. На месторождении Gold Acres извлечение золота из более богатых, чем на Cortez растворов, стали осуществлять сорбцией на активированный уголь из скорлупы кокосовых орехов (марка CP-4VI), в то время как на Cortez применяли цинковое осаждение.

С целью выявления и оконтуривания рудных зон, сортировки руды на богатую (для фабрики) и бедную (для кучного выщелачивания) фракции на месте экскаваторной выемки осуществляется экспресс-анализ горстевых проб в передвижной лаборатории. На кучное выщелачивание направляли руды с содержанием золота: 0,5-1,2 г/т на месторождении Cortez и 0,5-1,6 г/т - на Gold Acres.

Руду с карьеров перевозили 35-тонными самосвалами на расстояние 1,6 км на непроницаемое основание, подготовленное на местности с уклоном приблизительно 5°. Такой уклон считается оптимальным для стока раствора.

Подготовка площадки для выщелачивания включала удаление растительного слоя, нивелирование, уплотнение основания с использованием роликового виброуплотнителя. Материалом для гидроизоляции основания служили глинистый ил или шламистые хвосты обогащения, перевозимые 110-тонными самосвалами. Глинистый ил состоял на 60% из класса $-0,07$ мм и при 90%-ном уплотнении проницаемость его составляла 0,1 см в сутки. Шламистые хвосты состояли на 80% из класса $-0,07$ мм и при 91%-ном уплотнении проницаемость их была 0,06 см в сутки. Материал укладывали слоями толщиной 5,0-6,5 см, увлажняли до необходимой влажности и уплотняли самоходной вибромашинной Bros. Контроль уплотнения осуществляли с помощью портативного пробника Campbell Pacific модели А. Укладывали слои до толщины основания 37,5 см. Необходимая толщина является функцией скорости просачивания и продолжительности выщелачивания.

На основание укладывали слой крупного гравия крупностью 7-10 см для создания пористой среды, через который просачивающиеся растворы могли бы дренировать под кучей к траншее. Кроме того, гравий защищал основание от возможных повреждений при разгрузке самосвалов. В случае укладки некачественного гравия при дождевых потоках, проникающих вглубь кучи, из-под нее дренирует неосветленный раствор. По траншее, выложенной бутиловой резиной или гипалоном (Hypalon) толщиной 30 мм, раствор выщелачивания поступает в коллектор, откуда по стальной или асбестоцементной трубе перемещается самотеком в

сборник продуктивных растворов. Площадка для сборника подготавливается аналогично площадке под кучу.

На основании экспериментов с различной высотой отсыпки куч: 3,0, 6,1 и 9,1 м для руд месторождения Gold Acres была выбрана высота 6,1 м. Руду (без дробления) отсыпали на эту высоту в один слой. Размеры основания кучи 107x137 м. При уклоне 2,5° куча высотой 6 м содержит около 170000 т руды. На Gold Acres переработано в общей сложности 2,2 млн. т, на Cortez 2,8 млн. т руды с минимальным (от 0,5 до 1,2-1,6 г/т) содержанием золота в течение первых 3 и 5 лет добычи металла кучным выщелачиванием. Поверхность кучи перед выщелачиванием планировали бульдозером D8Cat с рыхлителем на 75 см. Уплотненную поверхность куч периодически разрыхляли и в процессе выщелачивания. Твердая скальная порода на месторождении Cortez выщелачивалась в кучах высотой 6 и 9 м. Нарращивание рудного штабеля поверх выщелоченной руды обеспечивало лучшее извлечение золота, чем на Gold Acres в аналогичных условиях, но извлечение при этом было все-таки ниже, чем при укладке в один слой. Выщелачивание кучи высотой 18,2 м в один слой на Cortez приводило к более низким показателям вследствие перераспределения золота в нижележащие слои.

Растворы для выщелачивания на поверхность куч перекачивали из сорбционного отделения фабрики по стальной трубе диаметром 15 см. Орошение производили пластиковыми оросителями Armstrong с соплами 0,3 см, установленными на расстоянии 15 м. Обычно выщелачиванию

подвергали три штабеля, причем третий выщелачивали периодически для поддержания средней скорости потока растворов.

Среднегодовые потери воды от испарения составляли 30%. Свежая вода на Gold Acres была плохого качества и вызывала образование осадка в трубах. С целью кондиционирования воды до нормы ее отстаивали в больших прудах. В пруд со свежей водой добавляли гидроксид натрия, покупаемый в виде 50%-ного раствора. Компоненты, растворенные в жесткой воде, осаждались на дно и проблемы осадкообразования в трубах устранялись.

Выщелачивающий раствор имел pH 10,5 за счет введения каустической соды (NaOH). Крепкий раствор цианистого натрия (15 %) и реагент для обработки воды Бароид S-35 (S-35 Baroid) позировали в оборотные растворы и подавали насосом по трубопроводу на выщелачивание. Концентрация цианистого натрия в выщелачивающем растворе составляла 0,3 г/л. Расход реагентов на Gold Acres составлял в среднем 214 г NaCN и 186 г NaOH на 1 т руды.

Производство золота кучным выщелачиванием контролировали опробованием рудного материала и растворов. Качество руды, уложенной в кучу, определяли по данным анализа проб из взрывных скважин и горстевых проб, отобранных на месте экскаваторной выемки. Этой информации достаточно для определения степени извлечения золота. Среднее извлечение из глинистой руды Gold Acres составило 50% при продолжительности выщелачивания 90 сут., извлечение из крупнокусковой руды на Cortez 65%.

На фабрике Cortez, имевшей узел цинкового осаждения, растворы кучного выщелачивания объединяли с богатым фабричным раствором с целью извлечения из них золота в аппаратах Меррилл-Кроу. Когда производительность фабрики Cortez уменьшилась вследствие снижения запасов руды, была внедрена четырехступенчатая угольная сорбция в колоннах диаметром 152 см. Десорбцию золота и реактивацию угля стали осуществлять на фабрике Gold Acres. Десорбцию проводили горячей каустической содой под давлением в автоклавах. Золото из элюатов извлекали электролизом.

Приемлемое извлечение золота на Cortez и Gold Acres достигается на руде забойной крупности без ее предварительного дробления.

Первые работы по кучному выщелачиванию золота на территории СНГ проведены институтом «Иргиредмет» в период 1970-1975 гг., вначале на золотоносных песках (пос. Б.Коты, Иркутская область), затем на рудах и хвостах обогащения (пос. Лебединый и Ниж. Куранах, Якутия; пос. Табошары, Таджикистан).

Проблемы освоения кучного выщелачивания золота в тот период решались, в основном, специалистами институтов «Иргиредмет» и «ВНИПИГорцветмет» при участии в организации проведения испытаний предприятий Всесоюзного производственного объединения «Союззолото». Проектирование первых опытных установок КВ золота осуществлял институт «ВНИИПРОзолото».

Проект Куранахской опытно-промышленной установки КВ годовой производительностью 8000 т руды забойной крупности (-250+0 мм) был выполнен в 1975 г. В

течение летних сезонов 1974-1977 гг. Ирриредметом совместно с комбинатом «Алданзолото» проведена серия полевых испытаний на забалансовом песчано-глинистом сырье Куранахского рудного поля (лежалые хвосты эфельных отвалов, руды месторождений «Центральное» и «Дэлбе»). Схема испытаний включала подготовку площадки, сооружение гидронепроницаемого основания, формирование штабеля массой от 100 до 2500 т золотосодержащего сырья, выщелачивание цианистыми растворами, сорбцию на анионообменную смолу или активированный уголь с последующей переработкой насыщенного сорбента на ближайшей золотоизвлекательной фабрике – Лебединской или Куранахской.

В РЭП «Таджикзолото» (пос. Табошары) Ирриредметом в 1978 г. проведены полевые испытания выщелачивания золота из кварцевой руды с исходным содержанием металла 2,8 г/т на куче массой 200 т.

На Кочкарском руднике (производственное объединение «Южуралзолото») по разработкам ВНИПИГорцветмета с середины 1970-х годов в течение 5 лет осуществлялась опытная отработка кучным выщелачиванием дробленных до крупности –20 мм забалансовых руд Кочкарского месторождения. Рудные штабели укладывали на двух бетонных площадках многоразового использования, сооруженных поочередно в 1975 и 1976 гг. Золото выщелачивали цианистыми растворами и из продуктивных растворов извлекали на ФЗЦО им. Артема. Рабочий проект опытно-промышленной установки КВ производительностью 12000 т руды в год был выполнен ВНИИПРОзолото в 1973 г.

Во время опытных работ в 1970-х годах на Кочкаре и Алдане переработано около 70 тыс. т минерального сырья крупностью от –20 до –500 мм. Содержание золота в рудах составляло 1,0-1,5 г/т, извлечение из руды на сорбент 50-60%. Исследования по кучному выщелачиванию в Иргиредмете выполняли специалисты сектора кучного и подземного выщелачивания, возглавляемого Г.Г. Минеевым, во ВНИПИгорцветмете – под руководством А.А. Рыбальченко.

Был выполнен анализ сырьевой базы действующих золотодобывающих предприятий и ряда территориальных геологических управлений с целью выявления объектов, пригодных к отработке по технологии КВ. Исследованы и испытаны руды 23 месторождений, на основании полученных данных в 1980 г. составлено ТЭО применения кучного выщелачивания на предприятиях ВПО «Союззолото». Выполненная работа показала технологическую и технико-экономическую эффективность освоения этого процесса на большинстве исследованных сырьевых объектов в различных регионах СССР. Значительный объем работ Иргиредметом выполнен по месторождению «Белая гора» (Хабаровский край), в результате чего были разработаны рекомендации для проектирования опытной установки кучного выщелачивания (1981 г.) и рекомендации по технологическому регламенту для ТЭО опытно промышленной установки производительностью 150 тыс.т руды в год (1987 г.).

Несмотря на эффективность разработанных технологий выщелачивания золота из руд месторождений Алдана, Забайкалья, Дальнего Востока, Таджикистана и других регионов, промышленное освоение кучного выщелачивания на отечественных предприятиях сдерживалось по целому ряду

причин, одной из которых являлось преодоление своеобразного «психологического барьера», связанного с использованием высокотоксичных цианистых растворов на открытых площадках.

В 1988 г. с переходом отраслевой науки на хозяйственный расчет работы по кучному выщелачиванию золота получили дальнейшее, более конкретное развитие. К этому времени технология КВ была существенно усовершенствована. За счет включения в нее операции окомкования со связующими добавками (портландцемент, известь) появилась возможность успешного выщелачивания глинистого и шламистого сырья. Значительный прогресс был достигнут в методах сооружения штабелей. Применение систем капельного орошения дало возможность осуществлять круглогодичное выщелачивание даже в районах с суровыми климатическими условиями, особенно штабелей большой высоты, в которых лучше сохраняется аккумулированное в летний период тепло.

По результатам экспериментальных исследований и комплексных полупромышленных испытаний Иргиредметом в конце 1980-х в начале 1990-х годов разработаны технологические регламенты для проектирования промышленных установок кучного выщелачивания золота из руд Макмальского месторождения в Кыргызстане (1988 г.), Васильковского (1988 г.) и Суздальского (1991 г.) в Казахстане, «Марджанбулак» (Узбекистан, 1993 г.), из руд месторождений России: «Покровское» (1991 г.), «Светлинское» (1992 г.), «Майское» (1993 г.), «Дельмачик» (1993 г.).

На территории СНГ первая промышленная установка КВ золота введена в эксплуатацию на месторождении

«Васильковское» в 1991 г. по разработкам институтов «Иргиредмет» и «КазГИНалмаззолото». Производительность установки 300 тыс. т в год окисленной руды с содержанием Au 2,0 г/т.

В России на руднике «Майский» (Республика Хакасия) в 1994 г. пущена опытно-промышленная установка КВ производительностью 100 тыс.т руды за сезон с содержанием 4,3 г/т Au. Затраты на сооружение установки были полностью окуплены в первый же год ее эксплуатации. Успешное внедрение артелей старателей «Саяны» и ОАО «Иргиредмет» кучного выщелачивания на Майском руднике явилось прорывом этой прогрессивной технологии в золотодобыче России. Новая технология позволила повысить выработку на одного работающего с 0,5-1 кг до 8-9 кг металла за сезон, обеспечила стабильное положение предприятия в условиях кризисного состояния экономики.

По разработанным технологиям промышленные производства кучного выщелачивания золота вслед за рудником «Майский» созданы и освоены на месторождениях: «Чазы-Гол» (Хакасия), золотодобывающей компанией «Золотая звезда» (до июля 1996 г. артель старателей «Саяны») в 1997-1998 гг., «Залежь» (Хабаровский край), А/с «Амур» в 1998 г., «Покровское», ОАО «Рудник Покровский» (1999 г.) и «Бамское», А/с «Апсакан» (2000 г.) в Амурской области, «Светлинское» (Челябинская область), ЗАО «Южуралзолото» в 2001 г. и на других объектах. Внедрение и освоение технологий осуществляется с участием специалистов Иргиредмета.

Большинство проектов КВ в Российской Федерации выполнены институтом «Сибгипрозолото» (г. Новосибирск), в

том числе для месторождений: «Майское» производительностью 100 тыс. т руды в год, «Покровское», «Олимпиада», «Любовь», «Дельмачик», «Рябиновое» (все на 300 тыс. т), «Куранахское рудное поле» (1,5 млн. т). Иргиредметом выполнены ТЭР и проекты кучного выщелачивания для месторождений «Синюхинское» (300 тыс. т руды и хвостов обогащения), «Светлинское» (1000 тыс. т), «Юзик» (30 тыс. т), «Чертово корыто» (200 тыс. т), «Бамское» (120 тыс. т). В настоящее время ведется строительство предприятий КВ на месторождениях: «Чертово корыто», «Амазаркан», «Рябиновое» и на ряде других.

В РФ эксплуатируются также созданные по разработкам МНГТО «Полиметалл», ЦНИГРИ и других организаций следующие установки кучного выщелачивания золота: из руд месторождений «Лопуховское» в Алданском районе, «Западно-Озерное» и «Муртыкты» в Республике Башкортостан, «Кировское» в Оренбургской области, Воронцовского месторождения и Сафьяновского рудника в Свердловской области, из эфельных отвалов ОАО «Южуралзолото» в Челябинской области (на последнем объекте работы уже завершены).

Предложенный первоначально для переработки низкосортного сырья процесс КВ благородных металлов, усовершенствуясь, со временем стал применяться и для переработки более богатых руд. В золотодобывающей промышленности России, большая часть предприятий которой с 1990-х годов стала убыточной из-за снижавшейся рыночной цены на золото (до 8,7 долл. за грамм в 2000 г.), перспективными объектами для кучного выщелачивания стали являться маломощные месторождения относительно богатых руд. Отработку таких ресурсов, возможно, осу-

ществлять с использованием мобильных комплексов рудо-подготовки, модульных установок по переработке продуктивных растворов.

Вводимые на маломасштабных месторождениях производства кучного цианистого выщелачивания характеризуются наиболее низкими капиталовложениями, минимальными эксплуатационными расходами, невысокой себестоимостью получения золота, удобством обслуживания. Технология кучного выщелачивания наиболее эффективна для переработки минерального и техногенного сырья с мелким золотом, теряемым в той или иной мере при применении традиционных методов обогащения.

Многие преимущества современной технологии кучного выщелачивания золота (и серебра) из рудного сырья определяются спецификой применяемого для этой цели растворителя – цианидов щелочных металлов. По сравнению с другими альтернативными растворителями благородных металлов (тиосульфаты, тиомочевина, хлор-хлоридные и бром-бромидные растворы и т.д.) щелочные цианиды обладают следующими основными достоинствами:

- селективностью действия по отношению к золоту и серебру, что определяет очень низкий расход растворителя (десятки и первые сотни граммов на 1 т руды);
- возможностью гидрометаллургической переработки руды при обычных температурах;
- неагрессивностью цианистых растворов, что позволяет использовать оборудование из относительно дешевых и недефицитных конструкционных материалов.

К сказанному следует добавить удачное сочетание процессов растворения и выделения золота из растворов, простоту аппаратурного оформления процессов и возмож-

ность создания на этой основе непрерывно действующего производственного цикла, легко поддающегося полной механизации и автоматизации.

К преимуществам цианистого кучного выщелачивания (как это ни странно звучит на первый взгляд) относится его экологичность.

Хорошо известно, что применяемые в золотодобывающей промышленности концентрированные цианистые препараты относятся к категории сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ). Условия их транспортировки, хранения, так же, как и условия приготовления из этих препаратов рабочих растворов, оговариваются специальными инструкциями. Это же относится и к правилам обращения с цианистыми растворами. Вместе с тем, многолетний опыт золотодобывающей промышленности и специально проведенные в этом направлении исследования убедительно свидетельствуют о том, что работа с цианистыми растворами менее опасна и для человека, и для окружающей среды, чем работа с другими растворителями (кислоты, щелочи, соли), применяемыми в цветной металлургии.

За более чем 100-летнюю историю существования гидрометаллургии золота создана надежная система преодоления возможных экологических затруднений, связанных с использованием цианистых солей. Сюда можно отнести:

– снижение до минимума (сотые доли грамма на литр) концентрации цианидов в рабочих растворах, что на два-три порядка ниже концентрации кислот и щелочей в других гидрометаллургических производствах;

– введение в выщелачивающие растворы «защитной» щелочи (известь), предупреждающей возможность гидролиза цианидов и образование опасных для здоровья человека летучих цианистых соединений;

– максимальное использование технологических растворов (после выделения из них золота) во внутрифабричном обороте;

– полная (т. е. до предельно допустимых концентраций) очистка растворов от простых и комплексных цианидов перед сбросом их в водоемы санитарно-бытового и рыбохозяйственного назначения.

В настоящее время разработаны и применяются в промышленности целый ряд эффективных методов химического, а также биохимического обезвреживания цианосодержащих стоков, обеспечивающих степень очистки от цианидов на уровне 99,99%.

Важно подчеркнуть, что в отличие от других токсичных веществ, содержащихся в сточных водах промышленных предприятий, цианистые соединения в процессе химической очистки разлагаются с образованием газообразных компонентов (аммиак, углекислота), которые не только не вредят, но и, наоборот, стимулируют развитие окружающей флоры и фауны, по этой причине иногда даже в отстойниках с водонепроницаемым ложем. Под воздействием кислорода воздуха и солнечной радиации значительная часть цианидов распадается на указанные выше компоненты, что позволяет существенно сократить расход реагентов на последующую химическую очистку стоков.

Особую значимость в плане повышения экологической и экономической эффективности работы предприятий, использующих цианистую технологию, приобретают

результаты исследований австралийских и российских ученых по изучению поведения цианидов в природной среде и условий естественной деградации цианистых растворов в хвостохранилищах. В частности, установлены интересные закономерности, свидетельствующие о том, что при попадании в почву и грунты растворов, содержащих цианиды и тиоцианаты, возникает естественный биогеологический барьер, препятствующий распространению этих токсичных соединений в подземных горизонтах. В процессе миграции растворов в грунтах содержащиеся в них цианиды и тиоцианаты сорбируются, и жидкая фаза очищается от этих компонентов. Далее сорбированные цианистые соединения разрушаются почвенными и грунтовыми бактериями, окисляются растворенным кислородом до нетоксичных форм. При этом сорбционная способность грунтов восстанавливается. На основании проведенных исследований разработаны математические модели миграции цианосодержащих соединений в подземных горизонтах, позволяющие прогнозировать минимально допустимую глубину очистки сточных вод, сбрасываемых в хвостохранилища, и оптимальный расход обезвреживающих агентов. Отмеченные моменты значительно облегчают решение экологических проблем, связанных с использованием цианидов (как по «фабричной» технологии, так и при кучном выщелачивании).

В 1970-е годы, в начале 1980-х годов по технологии кучного и чанового выщелачивания Иргиредметом исследованы и испытаны руды ряда сырьевых объектов Таджикистана: месторождений «Джилау», «Апрелевское», «Школьное», «Кызыл-Чеку», рудника «Табошары». В результате выполненных работ выявлены наиболее перспективные объекты: месторождения «Джилау» и

«Апрелевское». Исследования по оценке сырьевой базы Казахстана, Кыргызстана, Узбекистана проведены в период с 1987 по 1991 г.

Из 25 месторождений северных районов Казахстана, проанализированных к 1988 г., было выделено 5 перспективных для кучного выщелачивания объектов. По результатам исследований и технологических испытаний первоочередными признаны окисленные руды Васильковского месторождения и Мукурской рудной зоны, представленной месторождениями «Суздальское», «Джерек», «Пустынное» и др.

Технологический регламент на проектирование установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд Васильковского месторождения разработан Иргиредметом и СПКТБ ПО «Каззолото» в 1988 г. Проекты установок нескольких масштабов: первоначально производительностью 150-300 тыс. т руды в год, в 1995 г. в объеме 1 млн. т выполнены институтом «Каз-ГИНалмазолото». В мае 1991 г. на Васильковском месторождении впервые на территории СНГ осуществлено промышленное внедрение технологии кучного выщелачивания золота.

Участок КВ расположен в 20 км от г. Кокчетав на промплощадке (отвал пустых пород) Васильковского ГОКа. Параметры процесса выщелачивания: крупность руды – 200 мм, растворитель цианид натрия, защелачивающие реагенты известь и гидроксид натрия, продолжительность до 270 сут. В качестве сорбента растворенного золота используется анионит АМ-2Б. Содержание золота в руде 1,7-2,0 г/т, извлечение в товарную продукцию (катодные осадки) – 54-60%.

За 10 лет работы участка КВ добыто более 4 т катодного золота. Запасы руд, утвержденные для переработки

методом кучного выщелачивания, на Васильковском месторождении составляют 61,4 млн. т, из которых на 2000 г. добыто из карьера немногим более 1 млн. т.

Несомненным успехом явилось выделение в качестве сырьевого объекта для кучного выщелачивания Мукурской рудной зоны. Окисленные руды Мукурской зоны оцениваются как сырьевая база для технологии КВ в крупных масштабах.

На площади Мукурской зоны выделено два крупных участка: Центральнo-Мукурский, в отводы которого входит месторождение «Джерек», и Восточно-Мукурский. В юго-восточном фланге Мукурской зоны на значительной площади в зоне окисления выявлено большое количество золоторудных тел, по содержанию и размерам аналогичных рудным телам Восточно-Мукурского участка. В 1990 г. для Центральнo-Мукурского участка произведен подсчет запасов.

Выполненным комплексом исследований и полупромышленных испытаний на сырье месторождений «Джерек» и «Суздальское» (последнее расположено вблизи Мукурской рудной зоны) показано, что кучным цианистым выщелачиванием из руд забойной крупности извлекается 67,7 и 68,8% золота; из руд, дробленных до класса –25 мм, 82,0 и 88,1%. Содержание Au в рудах указанных месторождений составляет соответственно 2,1 и 1,6 г/т. Из глинистых руд золото также хорошо извлекается в процессе кучного выщелачивания, при содержании в суздальской глинистой руде 3,5 г/т извлечение золота составляет 80-85%.

Технологический регламент на проектирование опытно-промышленной установки для руд Суздальского месторождения и месторождения «Джерек» выдан

Иргиредметом в 1991 г. По рабочему проекту, разработанному австралийской компанией «Аикоподиум», на Суздальском месторождении построено и введено в эксплуатацию золото-добывающее предприятие кучного выщелачивания. Среднее содержание золота в перерабатываемой руде составляет 6,4 г/т, извлечение в раствор 90%, в товарную продукцию – более 80%.

Ранее месторождения «Джерек» и «Суздальское» разрабатывались ГОКом «Алтайзолото» открытым способом. Руду с содержанием золота 4 г/т и выше вывозили на золото-извлекательные фабрики Урала и Средней Азии, частично реализовывали в качестве флюса. Добытые бедные и забалансовые руды не вовлекались в сферу промышленного производства и складировались. Получение золота на месте добычи по технологии КВ позволяет снизить минимальное промышленное содержание золота с 4 до 1-1,5 г/т, увеличить запасы промышленных руд, снизить себестоимость переработки руды. В пользу организации кучного выщелачивания на месторождениях Мукурской рудной зоны свидетельствует еще ряд существенных факторов:

- наличие в пределах зоны площадок, рельеф которых благоприятен для размещения штабелей кучного выщелачивания;
- широкое развитие в пределах Мукурской зоны мощной (50-80 м) глинистой коры выветривания, являющейся естественным водоупорным горизонтом;
- большая глубина залегания грунтовых вод (25-30 м), которые по своему составу из-за повышенного содержания солей пригодны лишь для технических целей.

Положительными факторами являются также малонаселенность района (засушливая степь и полупустынные участки) и отрицательный водный баланс в весенне-осенний сезон.

По итогам исследований и технологических испытаний Иргиредметом был сделан вывод о необходимости освоения сырьевых объектов Мукурской рудной зоны по технологии кучного выщелачивания и целесообразности строительства сразу нескольких площадок вблизи наиболее крупных объектов с единым узлом регенерации насыщенного сорбента и получения золота в виде металла непосредственно на месте добычи.

Обработка кучным выщелачиванием золоторудных месторождений «Центральный Мукур» и «Миялы» была начата в 1995 г., месторождения «Пустынное» в 1994 г. Окисленные руды месторождения «Пустынное» в настоящее время перерабатываются с получением сплава Доре ОАО «Горнорудная компания «АБС-Балхаш». Содержание золота в выщелачиваемой руде составляет 1,4 г/т, производительность установки 70 тыс. т руды в год и ее предусматривается значительно увеличить.

Предприятие КВ на месторождении «Жанан», перерабатывающее окисленные малосульфидные руды (массовая доля сульфидов в руде 5-8%), проработав несколько месяцев в сезоне 1993 г., было законсервировано. Освоение технологии возобновлено в 1995 г.

Во второй половине 1990-х гг. в Казахстане, кроме вышеуказанных объектов, кучным выщелачиванием перерабатывали руду месторождения «Акбакай» и хвосты обогащения

Бестюбинской фабрики. Запущенные в 1998 г. установки КВ на бедном золоторудном сырье месторождений «Далабай» и «Карьерное» на данный момент законсервированы. На конец 2001 г. процесс КВ золота в республике осуществлялся на месторождениях «Васильковское», «Суздальское», «Центральный Мукур», «Пустынное», «Миялы» и «Жанан». Перспективными для данной технологии определены окисленные руды месторождений «Мизек», «Юбилейное» и других.

В Среднеазиатском регионе СНГ одним из объектов для применения КВ являются забалансовые руды месторождения «Макмал» в Кыргызстане. На месторождении в 1985 г. построен Макмальский золотодобывающий комбинат, функционирующий в настоящее время (в 1997 г. на комбинате получено 1,7 т золота). При отработке месторождения открытым способом в отвалы отсыпается ежегодно около 400 тыс. т забалансовых руд, которые, по данным исследований, могут являться сырьевой базой для организации промышленной добычи золота кучным выщелачиванием.

По эксплоразведочным работам на месторождении «Макмал» выделено три технологических типа забалансовых руд с содержанием золота менее 3,5 г/т: 1) выветрелые давленные серицитизированные граниты (гранитная сыпучка); 2) скальные скарнированные мраморы и скарны; 3) давленные и выветрелые скарнированные породы.

В Иргиредмете в 1988 г. исследованы четыре технологические пробы забалансовых руд, характеризующих сырьевую базу для кучного выщелачивания на Макмальском

ЗДК. Содержание золота в пробах от 1,0 до 2,3 г/т, среднее – 1,6 г/т.

По результатам двух циклов комплексных испытаний технологии кучного выщелачивания золота из усредненной пробы руды (в замкнутом цикле с сорбцией на анионит АМ-2Б и оборотом обеззолоченных растворов) разработан технологический регламент на проектирование опытно-промышленной установки КВ. Производительность установки 175 тыс. т руды в год. Извлечение золота из руды крупностью –10 мм составляет 65-70%. Регламент согласован с Макмальским ЗДК и проектной организацией институтом «ГИНалмаззолото».

Опытно-промышленную установку кучного выщелачивания рекомендовано разместить в районе карьера, исключив тем самым затраты на транспортировку горной массы, а насыщенную золотом смолу направлять за 30 км в регенерационное отделение Макмальской ЗИФ.

Создание промышленных мощностей кучного выщелачивания на Макмальском месторождении позволит существенно увеличить добычу золота и повысить полноту использования природных ресурсов.

В Республике Узбекистан сырьевым объектом для кучного выщелачивания являются забалансовые руды и вскрышные породы Марджанбулакского месторождения (участки «Танги» и «Восточный» в Джизакской области). Ежегодно в отвалы вывозится более 1 млн. т такого сырья. Полупромышленные испытания, проведенные Иргиредметом на месторождении, показали, что из забалансовых руд и

вскрышных пород крупностью –300 мм за 16 суток выщелачивания извлекается 54% золота.

Установку КВ целесообразно разместить в районе хвостохранилища Марджанбулакской ЗИФ, используя осветленные сливы хвостохранилища в качестве технологических растворов. Извлечение золота из продуктивных, растворов предпочтительно осуществлять методом сорбции на анионите АМ-2Б, десорбцию и электролиз по существующей в комбинате схеме. Технологический регламент на проектирование промышленной установки годовой производительностью 1,2 млн. т вскрышных пород выдан в 1991 г.

Уникальным сырьевым источником для добычи золота кучным выщелачиванием являются забалансовые руды месторождения «Мурунтау». Месторождение золотокварцевое, расположено в Кызылкумском промышленном регионе, открыто в 1958 г. и представляет собой крупный по размерам штокверк.

Рудовмещающие породы штокверка представлены песчаниками и алевролитами углестокварцевого состава, переслаивающимися со слюдисто-кварцевыми, кварцхлоритовыми и углестослюдистыми сланцами. Руды сосредоточены в основном в трех залежах, главный структурный элемент которых – кварцевые жилы, группирующиеся в системы мощностью до 100 м. Рудные залежи по падению прослежены на глубину до 1000 м. Оруденение внутри залежей распределено неравномерно, представлено часто сменяющимися участками кондиционных и некондиционных руд, пустых пород.

В условиях отсутствия естественных границ между рудой и породой, неравномерного распределения рудных тел в горном массиве и золота в рудных телах при реализации открытого способа разработки месторождения образуется значительное количество забалансовых руд. Ориентация на переработку их была принята как перспективное направление в развитии Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса. Горная масса с содержанием золота менее 1 г/т относится к породам вскрыши и отдельно не складывается, накапливается в отвалах. Для переработки кучным выщелачиванием забалансовых руд, накопленных на складах карьера «Мурунтау» за определенный период было выделено 220 млн. т руды со средним содержанием золота 1,4 г/т.

Накопленная в отвалах карьера «Мурунтау» горная масса является сырьем, принципиально пригодным для промышленной переработки с целью получения золота, хотя проектами к использованию не предусматривается. Отвалы пород представляют собой типичное техногенное месторождение со значительными запасами золота, которые постоянно пополняются за счет пород внутренней вскрыши.

В отвалах могут быть выделены участки горной массы с содержанием золота 0,5-1,0 г/т и общими запасами 250 млн. т, перерабатывать, которую, традиционными способами при таком содержании золота в настоящее время экономически невыгодно. Вместе с тем исследованиями установлена экономическая целесообразность переработки пород с содержанием золота 0,53 г/т по технологии кучного выщелачивания. Возможность освоения технологии вы-

щелачивания золота из скальной горной массы позволяет рассматривать отвалы карьера «Мурунтау» как сырьевую базу, перспективную для добычи золота. Порода предусматривается подвергать радиометрической сортировке с последующим направлением на кучное выщелачивание обогащенной золотом минерализованной массы.

В целом месторождения и рудопроявления Кызылкумского региона (в количестве более сотни) характеризуются относительно низким содержанием золота и значительным выходом забалансового сырья в процессе открытой разработки. В таком сырье, являющемся принципиально пригодным для переработки методом кучного выщелачивания, в Кызылкумском регионе содержится около 400 т золота.

Минерально-сырьевая база для добычи благородных металлов кучным выщелачиванием в Кавказском регионе представлена рядом золоторудных и комплексных золото-содержащих месторождений. К таким месторождениям, в частности, относятся: в Грузии «Маднеульское», в Азербайджане «Кедабек», на Северном Кавказе «Радужное».

На Маднеульском ГОКе при проведении вскрышных работ добывается большое количество вторичных золото-содержащих кварцитов. Исследования по установлению возможности извлечения золота различными методами из маднеульских кварцитов проводил Кавказский институт минерального сырья (КИМС) им. А.А. Твалчрелидзе (г. Тбилиси). При оценке применимости метода кучного выщелачивания были получены положительные результаты.

По просьбе КИМСа на предоставленной пробе маднеульских золотосодержащих кварцитов Иргиредметом в 1980 г. проведены исследования процесса выщелачивания благородных металлов. Масса пробы составляла 80 кг. В составе руды по данным пробирного и химического методов анализа содержится, г/т: золота 2,0, серебра 12,1 и в %: серы 0,91 (вся сера присутствует в сульфидной форме), мышьяка 0,05, меди 0,03, цинка 0,02; свинец и сурьма не обнаружены.

Таблица 2.1

Показатели кучного выщелачивания благородных металлов из маднеульских кварцитов

Крупность руды, мм	Продолжительность обработки*, сутки	Извлечение, %		Расход, кг/т		
		Au	Ag	NaCN	CaO	H ₂ O
-25	8	40,6	11,0	0,59	1,0	230
-10		67,7	20,0	0,65	1,2	250
-5		44,7	19,0	0,79	1,0	283
-2		46,2	18,0	0,77	1,0	300
-10	12	69,7	26,0	0,69	1,3	280
-5		78,8	29,0	0,76	1,3	360

* Продолжительность выщелачивания (в фильтрационных колоннах), включая водную отмывку.

Судя по полученным результатам исследований (табл. 2.1), руда может быть переработана по технологии кучного цианистого выщелачивания. За 12 суток из руды крупностью -10 мм извлекается до 70% золота, из руды крупностью -5 мм – 78,8%. Извлечение серебра составляет 26 и

29% соответственно и при увеличении продолжительности процесса, очевидно, должно возрасти. Содержание золота в растворах достигает 5, серебра 8 мг/л; отношение (масс.) суммы благородных к сумме примесных металлов составляет 0,04. Учитывая наличие в растворах значительных количеств примесных элементов, благородные металлы из продуктивных растворов рекомендовано извлекать по угольно-сорбционной технологии.

Иргиредметом выданы исходные данные для составления ТЭО кучного выщелачивания на установке годовой производительностью 100 тыс. т руды крупностью дробления –10 мм. Расчетами, выполненными институтом «ГИНалмаззолото», подтверждена эффективность переработки золотосодержащих кварцитов Маднеульского ГОКа по технологии кучного выщелачивания.

В 1997 г. по договору между АО «Маднеули» и австралийской компанией «Кропвуд» вблизи маднеульского карьера построено предприятие КВ проектной производительностью 2 т золота в год. С мая 1997 г. по июнь 2003 г. на нем переработано 8,2 млн. т золото-серебросодержащих кварцитов и в виде сплава Доре получено 348 тыс. унций золота и 146 тыс. унций серебра.

Институтом ВНИИХТ по заказу артели старателей «Гамаша» в 1990-х гг. проведены лабораторные исследования руды месторождения «Радужное». Месторождение золотокварцевой формации, содержание в руде составляет, г/т: золота 5,6, серебра 200. Извлечение золота на уровне 85%. Разработано ТЭО освоения кучного выщелачивания на предприятии с годовой производительностью 100 тыс. т руды, рекомендовано проведение опытно-промышленных работ.

Кедабекское месторождение более 100 лет служило объектом добычи руды для извлечения из нее меди, золота

и серебра. Начиная с 1991 г., институтом «ЮЖЦНИГРИ» (г. Бенсу) ведутся исследования по переоценке Кедабекского рудного поля. Остаточные запасы сырья в недрах с учетом бедных руд с содержанием меди менее 2,5% составляют более 4 млн. т. Эти руды характеризуются достаточно высоким содержанием золота и серебра. Лежалые хвосты обогащения прошлых лет со средним содержанием золота 2,3 г/т, серебра 27,3 г/т, меди 0,45% также представляют определенный интерес для вторичной переработки. К дополнительным источникам золота, серебра и меди можно отнести и вторичные кварциты, широко развитые в Кедабекском рудном поле.

По результатам выполненных в 1989-1992 гг. лабораторных исследований и полупромышленных испытаний институтом «ЮЖЦНИГРИ» разработана принципиально новая схема кучного выщелачивания руды месторождения «Кедабек», позволяющая с высокой эффективностью извлекать из нее золото. В 1993-1994 гг. НЛП «ГЕОТЭП» ВНИИХТ по заказу государственной компании «Азергызыли» разработан рабочий проект строительства на месторождении промышленного предприятия по добыче золота из отвальных руд и вторичных кварцитов. Проектная производительность предприятия кучного выщелачивания 300 тыс. т руды в год.

Таким образом, анализ опыта переработки золото-содержащих руд методом кучного выщелачивания показывает, что:

- между эффективностью выщелачивания золота и высотой выщелачиваемого слоя существует вполне определенная функциональная зависимость, что может служить основанием для рационализации технологических параметров этого процесса;
- управление потоками растворов при кучном выщелачивании достигается использованием в работе

штабелей, которые работают в постоянном режиме, и ячеек, которые подключаются периодически;

- при использовании «жесткой» воды применяется ее химическая обработка с осаждением солей кальция и магния в специальном бассейне, что позволяет уменьшить влияние примесей на процесс выщелачивания;

- концентрация цианистого натрия в рабочих растворах достигает 300 мг/л;

- производительность объектов кучного выщелачивания изменяется от 30 до 1500 тыс. т руды в год, составляя наиболее часто 200-300 тыс. т;

- выщелачивание цианидами относительно безопасно в отношении окружающей среды и человека, поскольку цианиды в естественных условиях разлагаются под действием породы, солнечной радиации и кислорода воздуха, а в производственных процессах относительно легко нейтрализуются;

- практикуется кучное выщелачивание из руды забойной крупности или раздробленной до класса –10-25 мм;

- содержание золота в руде при кучном выщелачивании изменяется от 0,5 до 6,4 г/т, а наиболее часто составляет 1,2-2,0 г/т;

- извлечение золота при кучном выщелачивании из руд забойной крупности достигает 60-70%, а измельченной до крупности –10 мм 90%;

- практикуется освоение нескольких объектов, расположенных на расстоянии 30-50 км друг от друга, с использованием общего узла регенерации сорбента и получения товарной продукции;

- при наличии в руде значительного количества сопутствующих элементов в качестве сорбента рекомендуется применять активированный уголь.

2.2. Основные проектные решения по кучному выщелачиванию золота из многоярусного штабеля

Сырьевой базой предприятия кучного выщелачивания являются склады забалансовой руды карьера Мурунтау.

Строительство перерабатывающего завода началось в октябре 1993 г. и закончилось в апреле 1995 г., а первое золото было выплавлено в мае 1995 года. За это время было выполнено: земляных работ в объеме 2 200 000 м³; уложено 15 300 м³ бетона, 750 000 м²; проведено 88 000 м трубопроводов и 121 000 м кабельных линий энергоснабжения; смонтировано 6 880 т металлоконструкций и 511 единиц механического оборудования; принято 41 000 т различных грузов. Средние трудозатраты на строительные-монтажные и пусконаладочные работы составили 70 человеко-часов на 1 т принятого груза. Потери рабочего времени из-за несчастных случаев составили 0,51 человеко-час на 200 000 человеко-часов трудозатрат (4,5 человеко-час на 200 000 человеко-часов по стандарту безопасности США).

В целях сокращения сроков погашения кредитов на первом этапе существования совместного предприятия (~5 лет) переработке подлежит забалансовая руда (60 млн.т) с повышенным (1,6 г/т) содержанием золота при коэффициенте извлечения 65%, а на втором (-10 лет) – забалансовая руда (160 млн. т) с содержанием 1,1 г/т при коэффициенте извлечения 50%. Проектная производительность завода по руде составляет 13,8 млн. т/год.

Размещение объектов кучного выщелачивания представлено на рис. 2.1.



Рис. 2.1. План размещения объектов кучного выщелачивания

Проведенными исследованиями установлено, что для достижения высоких показателей извлечения золота забалансовая руда карьера Мурунтау должна быть измельчена до класса $-3,25$ мм (90%). Такое измельчение руды для кучного выщелачивания на практике применяется относительно редко, поскольку наличие в рудной массе мелкой фракции ухудшает ее фильтрационные свойства, ограничивая тем самым высоту штабеля.

Полученные взаимосвязи степени извлечения золота с крупностью дробления руды были использованы в технико-экономических расчетах для обоснования экономически целесообразной степени извлечения золота (65% при содержании 1,6 г/т и 50% при содержании 1,09 г/т), высоты

яруса выщелачиваемой руды (10 м) и плотности орошения штабеля раствором реагента (10 л/м² в час). Результаты исследований были приняты в качестве исходных данных для проектирования предприятия кучного выщелачивания золота.



Рис. 2.2. Разработка склада наклонными слоями

Наличие в складах различных по технологическим свойствам типов руды с индивидуальными характеристиками по рациональной степени дробления, агломерации и кинетики требуют для получения проектной степени извлечения индивидуального подхода. Этот подход реализуется через разработку склада наклонными слоями высотой от 20 до 60 м (рис. 2.2) и применение эффективной технологической схемы с высокой степенью усреднения содержания по пути движения рудной массы к рудному штабелю (рис.2.3).

Формирование рудного потока по индивидуальным технологическим свойствам позволяет:

- подобрать эффективный режим дробления и оптимальные гранулометрические характеристики;
- установить и применять оптимальные параметры агломерации для каждого типа руд;
- достичь максимальной скорости извлечения золота путем применения соответствующего регламента орошения штабеля;
- снизить расход реагентов за счет максимального использования потенциальных возможностей выщелачивающего раствора;
- прогнозировать с большой вероятностью выпуск золота.

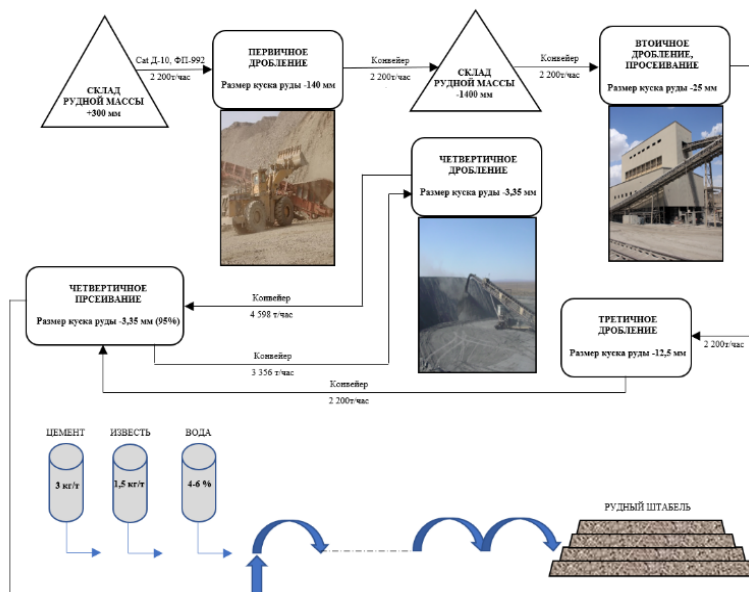


Рис. 2.3. Технологическая схема движения руды от места разработки до укладки в штабель

Площадка для размещения штабеля выщелачиваемой руды (подушка выщелачивания) имеет расчетную вместимость 220 млн.т при проектной высоте штабеля 80 м (рис. 2.4). В соответствии с первоначальным проектом подушка выщелачивания формировалась в 4 этапа размером по 950х595 м каждая. Общий размер подушки выщелачивания – 950х2225 м. Однако технические сложности привели к тому, что высота штабеля была понижена на 20 м при соответствующем увеличении размеров в плане. Кроме того, организационные изменения обусловили увеличение продолжительности работы предприятия кучного выщелачивания до 2030 г. с расширением сырьевой базы на ~ 110 млн. т, что требует увеличения вместимости штабеля с рассмотрением различных вариантов расширения подушки выщелачивания. Ситуация осложняется тем, что штабель находится в окружении промышленных объектов основного производства (отвалы, пульпопроводы, х/хранилище, ЛЭП, склад ВВ и т.п.).

Технология формирования штабеля для выщелачивания руды заключается в следующем (см. рис. 2.4, 2.5).

На предварительно подготовленное грунтовое основание укладывается слой глины толщиной 300 мм. Глина уплотняется до достижения необходимой непроницаемости слоя. На поверхность равномерно уложенного слоя глины расстилается полиэтиленовая пленка высокой плотности.

Для предохранения от механических повреждений пленка покрывается слоем мелкодробленой руды в несколько десятков сантиметров. Этот слой является основанием для укладки перфорированных дренажных труб диаметром 100 мм. Концы этих труб стыкуются с основным дренажным

коллектором диаметром 450 мм, проходящим вдоль всего основания штабеля.

КОНСТРУКЦИЯ РУДНОГО ШТАБЕЛЯ

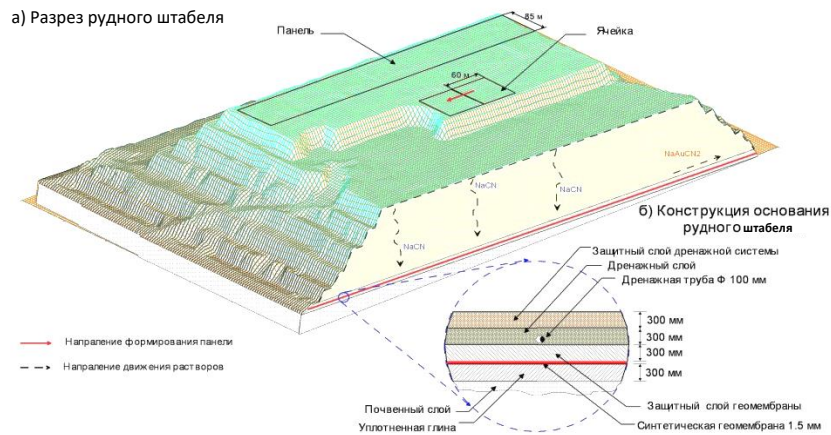


Рис. 2.4. Площадка для размещения штабеля выщелачиваемой руды (подушка выщелачивания)

Последним верхним слоем основания штабеля является слой из хорошо сортированной породы крупностью не более 50 мм. Этот слой является дренажным покрытием и защищает всю дренажную систему от динамического воздействия работающих механизмов при формировании штабеля. Мощность этого слоя достигает 600 мм, что позволяет распределить нагрузку от конвейеров-перегрузочных устройств и отвалообразователя, предотвратив повреждение дренажных труб при отсыпке первого яруса.



Рис. 2.5. Технологическая схема формирования подушки выщелачивания и дренажной системы

Соблюдение регламента формирования подушки выщелачивания (основания штабеля) является неизменным условием применения высокого штабеля, так как уложенная руда остается на месте на весь период существования предприятия.

Укладка руды на подушку выщелачивания производится ярусами с использованием модульных конвейерных систем (длина модуля 30 м) и отвалообразователя. Ширина полосы 85 м, высота свеженасыпанного яруса 10,5-11,0 м. Часть полосы размером 85х100 м называется ячейкой. В каждую ячейку укладывается ~147 тыс. т. руды.



Рис. 2.6. Общий вид системы подачи растворов на поверхность штабеля

По мере формирования яруса на его поверхность укладываются распределительные трубопроводы для подачи выщелачивающего раствора. Каждая ячейка оборудуется регулирующей задвижкой и расходомером. От 6 до 10 ячеек, в зависимости от высоты штабеля, образуют так называемую панель. Магистральный трубопровод диаметром 250 мм распределяет раствор на поперечную пластиковую трубу диаметром 150 мм, от которой в обе стороны расходятся эмиттерные трубки. Капилляры распределены по сетке 0,8x0,8м, т.е. из одной точки орошается 0,64 м² поверхности штабеля (рис.2.6).

Дренажный слой рудного штабеля устроен так, что продуктивный раствор собирается в дренажные трубы индивидуально для каждой панели. На выходе каждая дренажная труба снабжена расходомером, поэтому имеется возможность определять фактический расход рабочего раствора, выход продуктивного раствора, содержание золота, концентрацию NaCN, pH раствора и другие параметры по каждой панели.

Пример контролируемых параметров ячейки приведен на рис.2.7.

После отсыпки очередного яруса руды система конвейеров и отвалообразователь перемещаются для укладки следующего яруса. Проектом предусмотрена отсыпка восьми ярусов с общей высотой штабеля 80 м.

Площадь, м ²	10020	32	Фактический расход (л/с)
Время выщелачивания, дни	163	0,0115	Фактическая плотность орошения (м ³ /час/м ²)
Плановый расход, л/с	30	0,0108	Плановая плотность орошения (м ³ /час/м ²)

Рис. 2.7. Контролируемые входные параметры ячейки

Технологическая схема процессов горно-перерабатывающего комплекса с кучным выщелачиванием золота приведена на рис. 2.8, а производственные операции осуществляются следующим образом.

Три бульдозера подают рудную массу в зону работы трех фронтальных погрузчиков (емкость ковша 10,8 – 13,0 м³), которыми она доставляется в приемный бункер щековой дробилки, установленной на самоходном шасси (рис. 2.9), где она измельчается до крупности –150 мм. Через вибрационный колосниковый грохот, размещенный перед дробилкой, рудная масса кондиционного размера направляется непосредственно на конвейер. Наличие самоходного шасси позволяет размещать дробилку в непосредственной близости от забоя, что повышает эффективность работы оборудования.

После первой стадии дробления рудную массу системой конвейеров подают на буферный склад (рис. 2.10), из которого ее направляют сначала в дробилку II стадии (стандартная конусная дробилка), а затем в дробилки III стадии (две короткоконусные дробилки), для измельчения до крупности –50 мм, а затем и до крупности – 13 мм. Дробилки работают в открытом цикле, перед ними установлены грохоты для предварительного удаления мелкого материала. Грохоты характеризуются высокой эффективностью работы при изменяющихся нагрузках. Наличие буферного склада между I и II стадиями дробления сводит к минимуму простой добычного и перерабатывающего оборудования.

Четвертая стадия дробления включает 16 дробилок роторного типа с вертикальным валом, работающим в замкнутом цикле с 14 грохотами. Рудная масса измельчается до крупности –3,35 мм (95%), соответствующей экономически оптимальному извлечению золота в процессе кучного выщелачивания.

Схема технологического процесса Рудника "ЦКВЗ"

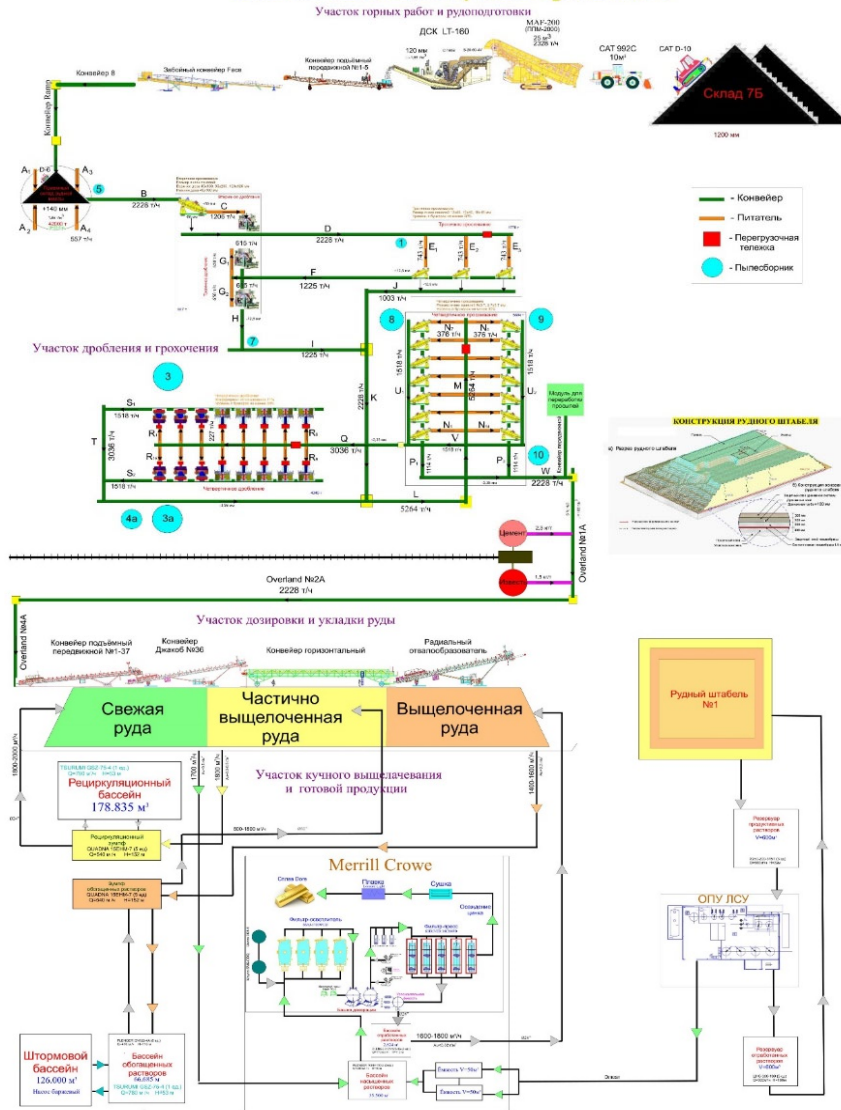


Рис. 2.8. Технологическая схема процессов горноперерабатывающего комплекса с кучным выщелачиванием золота



Рис. 2.9. Погрузка руды фронтальным погрузчиком в мобильный дробильно-перегрузочный пункт



Рис. 2.10. Общий вид буферного склада в конвейерной транспортной системе

Руду, прошедшую четвертую стадию дробления, системой конвейеров подают на участок выщелачивания, где она при помощи системы из тридцати самоходных конвейеров (рис.2.11) и одного отвалообразователя - штабелера (стакера) заходками шириной 80 м и высотой 10 м укладывается на подушку выщелачивания.



Рис. 2.11. Самоходные конвейеры перегружатели на поверхности штабеля

После отсыпки очередного яруса рудного штабеля система конвейеров и стакер перемещают для укладки следующего яруса. Проектная высота многоярусного штабеля составляет 80 метров (восемь ярусов по 10 метров каждый).

На конвейере, соединяющем IV стадию дробления с участком выщелачивания, к измельченной рудной массе добавляют цемент, известь и воду. Цемент связывает мелкие частицы, уменьшает пылевыделение и повышает скорость

фильтрации выщелачивающего раствора через руду, одновременно увеличивая устойчивость штабеля. Известь используют для регулирования pH раствора, поскольку цианистый натрий разрушается в кислотной среде за счет его гидролиза с выделением газообразной синильной кислоты.

Выщелачивающий раствор через систему трубопроводов и капельные эмиттеры с расходом 7-10 л/час/м² подают на верхнюю площадку слоя рудного материала. Применение капельного орошения снижает потери воды на испарение и обеспечивает его равномерное распределение по всей поверхности штабеля. Раствор просачивается через слои руды, растворяя содержащееся в руде золото, и через сеть дренажных труб, проложенных под штабелем, по двум каналам самотеком направляется в сборные резервуары. Из сборных резервуаров раствор возвращается на выщелачивание до тех пор, пока концентрация золота в растворе не достигнет уровня, достаточного для его эффективного извлечения.

Насыщенный раствор пропускают через фильтрующие элементы для удаления взвесей, а затем подвергают вакуумной деаэрации в двух башнях для удаления кислорода. После этого в раствор добавляют цинковую пыль и нитрат свинца, в результате чего золото и другие металлы, соединяясь с цинком, выпадают в осадок. Образовавшийся осадок собирают в четырех фильтр-прессах, а отработанный раствор возвращается в процесс кучного выщелачивания, и цикл повторяется.

Полученный осадок прокаливают в двух печах при температуре 700°C для окисления основных металлов. Прокаленный осадок смешивается с флюсом (смесь буры, селитры и кремнезема), а затем плавят в дуговой плавильной печи.

Во время проведения плавки, окисленные металлы переходят в шлак, а частицы золота соединяются друг с другом и оседают под действием силы тяжести, собираясь в нижней части плавильного тигля. По окончании плавки из тигля сначала выливают шлак, а затем золото.

Применение технологии кучного выщелачивания из многоярусного штабеля направлено на сокращение затрат на сооружение штабеля. Такой подход к повышению эффективности кучного выщелачивания имеет ряд экономических и технологических преимуществ перед одноярусным штабелем. При этом изменяется сама концепция выщелачивания. Сущность подхода заключается в том, что выщелачивание золота из руды до требуемой степени извлечения осуществляется этапами. На первом этапе достигается тот уровень извлечения, которому соответствует минимально допустимая концентрация золота в продуктивном растворе. Такой уровень извлечения равен 80-85 % от расчетного количества извлекаемого золота. Затем орошение этого участка штабеля прекращается, на нем формируется второй ярус, а оставшееся золото из первого яруса доизвлекается одновременно с извлечением золота из нового яруса. При этом достигается повышение полезной работы раствора, так как при его фильтрации через руду увеличивается количество золота, последовательно переходящего в раствор из нескольких ярусов.

Многоярусное формирование штабеля позволяет применять гибкую систему управления содержанием золота в продуктивном растворе, а также прогнозировать выпуск готовой продукции.

Недостатком технологии многоярусного выщелачивания является повышенный риск потери части извлекаемого золота из-за ухудшения фильтрационных свойств руды в штабеле, а также снижение интенсивности выхода золота с увеличением высоты штабеля. Существует также потенциальная опасность перенасыщения раствором верхних ярусов из-за излишнего уплотнения нижних слоев руды, что может привести к потере устойчивости штабеля в целом. К недостаткам также можно отнести повышенное количество золотосодержащего раствора внутри многоярусного штабеля руды, что увеличивает количество золота в незавершенном производстве и сказывается на себестоимости продукции. Эти недостатки могут быть в значительной мере устранены путем правильного подбора режима агломерации рудной массы с целью обеспечения требуемых фильтрационных свойств и параметров устойчивости сформированного многоярусного массива. Существенную роль в этом случае играет также постоянный мониторинг изменения фильтрационных свойств рудного штабеля.

Проектом не предусмотрено получение конечного извлечения золота через 90 дней. На практике средний цикл выщелачивания находится на уровне 220-250 дней. В связи с этим не удалось достичь проектных показателей по содержанию золота в продуктивных растворах. При содержании золота в исходной руде 1,6 г/т фактическое содержание в продуктивных растворах колеблется в пределах 1,3-1,6 мг/л при проектном значении 2,2 мг/л. Это повлекло за

собой дополнительные капитальные вложения на увеличение мощности перерабатывающего завода и насосного хозяйства с увеличением подачи рабочего раствора в штабель более чем в 3 раза.

Таким образом, анализ проектных показателей и перспектив развития кучного выщелачивания показывает, что к настоящему времени проектные показатели по извлечению золота не достигнуты. Фильтрационные свойства и устойчивость рудной массы, укладываемой в штабель не соответствуют в полной мере параметрам, заложенным в проекте, который предусматривает отсыпку восьми ярусов с общей высотой штабеля в 80 метров. Отдельные рудные зоны в штабеле имеют различное извлечение золота при одинаковых технологических параметрах выщелачивания. Цикл выщелачивания отличается от проектного значения в ~2,5 раза, что приводит к увеличенному расходу рабочих растворов и росту материальных затрат. Не выдерживается проектное содержание золота в продуктивном растворе, что требует дополнительные мощности и средства по переработке обедненного раствора.

Решение о дополнительной переработке методом кучного выщелачивания ~100 млн. т. руды потребовало расширения размеров подушки выщелачивания на ~1200 тыс. м², что является сложной задачей, поскольку возможности прилегающей к существующему штабелю территории ограничены.

2.3. Технологические показатели процесса кучного выщелачивания из многоярусного штабеля

Принятая технология кучного выщелачивания из многоярусного штабеля руды характеризуется следующими основными технологическими показателями рудоподготовки и процесса кучного выщелачивания.

1. Крупность измельченной руды, которая характеризуется содержанием класса +3,35 мм, определяет степень вскрытия частиц золота и, в конечном итоге, степень его извлечения из руды. От крупности конечного материала зависят проницаемость штабеля, скорость фильтрации растворов, устойчивость отдельных ярусов и штабеля в целом. Крупность конечного продукта имеет высокую корреляцию с содержанием мелких классов в готовом материале, степень извлечения золота из которых выше чем из крупных классов. В табл. 2.2 представлены результаты ситового анализа, содержания золота по классам крупности и извлечение золота по каждому классу крупности проб готового продукта, поступающего в штабель.

Анализ данных табл. 2.2 показывает, что содержание золота по классам крупности не равномерно, а в мелких классах его содержание практически в два раза выше, чем в крупных. Извлечение золота по классам крупности также не равномерно. В мелких классах степень вскрытия золотин значительно выше, что непременно сказывается на извлечении золота.

Таблица 2.2

Гранулометрический состав измельченного материала

Классы крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
+ 3,35	2,4	0,96	19
-3,35 +1,7	28,5	1,04	27
-1,7 +1,18	13,3	1,14	39
-1,18 +0,60	18,5	1,15	49
-0,60 +0,30	12,0	1,28	63
-0,30	25,3	1,72	81
суммарная	100,0	1,27	50,4

2. Скорость фильтрации растворов зависит от крупности готового материала и степени агломерации перед укладкой в штабель. Скорость фильтрации растворов определяет возможную плотность орошения поверхности рудного штабеля. При малых скоростях фильтрации и высокой плотности орошения происходит насыщение рудного штабеля растворами и создается угроза его разрушения. Кроме того, принято считать, что с увеличением высоты штабеля возрастает нагрузка на нижние слои рудного материала, который уплотняется с уменьшением пористости и скорости фильтрации.

3. Плотность орошения определяет количество подаваемого раствора на единицу площади. Этот показатель является основным управляемым элементом, регулирующим интенсивность выщелачивания золота и его концентрацию в продуктивных растворах, для увеличения которой по мере выщелачивания золота из руды она уменьшается.

В табл. 2.3 в качестве примера приведены результаты контроля выходных растворов из трех панелей, находящихся на разной стадии выщелачивания: панель 1 отработала 60 дней, панель 2 отработала 30 дней и панель 3 находится в начале запуска под орошение. Анализ полученных данных показывает, что по мере роста концентрации золота в растворе плотность орошения увеличивается, а по мере ее снижения уменьшается.

4. Концентрация цианистого натрия в исходных растворах должна быть не менее 150 мг/л. От концентрации цианистого натрия в растворе зависит скорость растворения золотин. Изменение концентрации цианистого натрия в выходе продуктивных растворов зависит от времени орошения ячейки, с увеличением времени она уменьшается (табл. 2.3), что должно учитываться при управлении процессом выщелачивания.

5. Показатель рН растворов выщелачивания имеет важное значение, от его величины зависит гидролиз и в конечном итоге расход цианистого натрия. Показатель рН регулируется известью, добавляемой в руду после измельчения и укладываемой вместе с ней в штабель. Этот показатель зависит от времени выщелачивания и количества ярусов, находящихся в работе (табл. 2.4, 2.5).

Таблица 2.3

**Показатели продуктивного раствора на разной стадии
выщелачивания**

Панель 1 (60 дней в работе)				Панель 2 (30 дней в работе)				Панель 3 (начальная стадия)			
рН	NaCN	концентрация Au, мг/л	объем раствора, м ³ /час	рН	NaCN	концентрация Au, мг/л	объем раствора, м ³ /час	рН	NaCN	концентрация Au, мг/л	объем раствора, м ³ /час
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
9,70	50	0,597	738	9,83	50	0,667	280	9,70	119	0,156	95
9,41	50	0,633	700	9,49	52	0,664	250	9,37	116	0,167	65
9,40	51	0,622	670	9,55	52	0,671	230	9,44	115	0,168	60
9,73	54	0,610	650	9,84	52	0,595	278	9,59	100	0,225	60
9,66	51	0,610	714	9,83	58	0,620	278	9,56	97	0,237	60
9,65	49	0,626	736	9,78	58	0,588	350	9,50	76	0,228	70
9,61	65	0,642	813	9,77	56	0,635	350	9,51	80	0,229	70
9,77	60	0,649	810	9,86	57	0,579	375	9,58	67	0,229	65
9,81	57	0,600	820	9,98	50	0,574	380	9,66	60	0,213	65
9,70	54	0,618	800	9,79	48	0,562	380	9,45	58	0,213	61
9,40	55	0,663	748	9,58	48	0,527	393	9,25	63	0,209	70
9,80	61	0,660	764	9,92	54	0,496	417	9,61	60	0,222	75
9,77	63	0,676	745	9,89	51	0,495	494	9,57	63	0,221	202
9,84	60	0,675	742	9,75	43	0,252	490	10,0	43	0,436	200
9,73	68	0,685	730	9,86	49	0,491	488	9,61	46	0,268	200
9,79	60	0,691	670	9,88	48	0,493	500	9,62	40	0,268	200
9,89	57	0,690	650	9,98	43	0,489	500	9,77	40	0,280	200
9,93	61	0,705	620	9,98	37	0,494	500	9,73	32	0,315	210

Продолжение таб. 2.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
9,83	63	0,708	600	9,92	35	0,487	524	9,69	28	0,317	215
9,80	64	0,697	607	9,81	43	0,502	530	9,55	40	0,335	215
9,85	64	0,697	629	9,89	42	0,523	548	9,60	35	0,351	210
9,60	63	0,710	590	9,69	41	0,547	555	9,40	24	0,389	225
9,70	65	0,704	585	9,64	42	0,552	580	9,42	26	0,382	230
9,82	72	0,699	571	9,78	41	0,566	580	9,49	24	0,436	220
9,80	66	0,696	600	9,79	43	0,572	576	9,50	25	0,429	220
9,78	66	0,702	505	9,72	39	0,588	620	9,40	24	0,481	250
9,62	63	0,692	510	9,60	42	0,588	585	9,30	25	0,482	251
10,05	65	0,712	545	9,80	45	0,604	575	9,51	26	0,494	230
10,02	69	0,709	500	9,70	43	0,609	575	9,48	25	0,515	255
9,97	61	0,707	450	9,90	40	0,607	581	9,56	24	0,503	255

Так, с увеличением времени орошения и количества ярусов в одновременной работе показатель рН продуктивных растворов снижается. Приведенные данные позволяют сделать вывод о том, что расход извести при укладке руды на более высокий ярус должен быть увеличен.

Таблица 2.4

Изменение рН в зависимости от времени выщелачивания первого яруса

Время, сутки	10	30	60	120
рН	10,4	10,2	10,0	9,6

Таблица 2.5

Изменение рН в зависимости от количества ярусов в работе

Ярус	1	2	3	4	5	6
рН	10,4	10,0	9,6	9,4	8,6	8,16

6. Многоярусный штабель руды требует особого подхода к решению задач, связанных с проницаемостью массива руды, уложенной в ярусах штабеля. Ошибки, допущенные в процессе агломерации руды, приводят к потерям в извлечении золота, ухудшению фильтрационных свойств руды и устойчивости штабеля в целом. В первые годы эксплуатации не раз наблюдались случаи обрушения части бортов штабеля. Данное явление было связано с неудовлетворительной агломерацией части руды. Как следствие отмечались факты неудовлетворительного насыщения одних участков растворами и переувлажнение и локальные деформации других участков. Это привело к неравномерному просачиванию раствора через штабель руды и потере устойчивости бортов. На стадии разработки проекта было проведено ограниченное количество опытов по агломерации руды и оценке ее влияния на основные показатели процесса (извлечение, фильтрацию, и т.д.). В процессе эксплуатации было замечено ухудшение фильтрационных свойств уложенной в штабель руды в результате переноса мелких фракций в нижнюю часть штабеля и кольматации дренажного слоя.

Дополнительный объем исследований позволил установить взаимосвязь проницаемости рудного массива с такими параметрами агломерации, как количество добавляемого цемента и влажность агломерируемой рудной массы (рис. 2.12, 2.13).

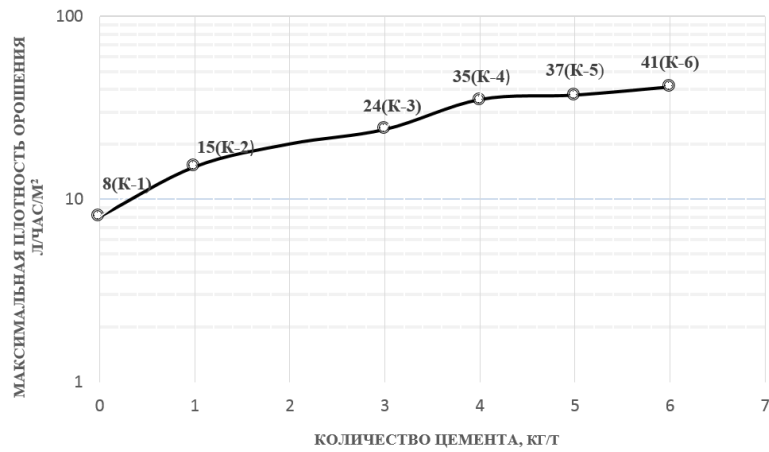


Рис. 2.12. Зависимость максимальной плотности орошения от количества цемента

Анализ графика (рис. 2.12) показывает, что при заданном фракционном составе рудной массы улучшение фильтрационных характеристик массива не происходит при добавлении в агломерируемую рудную массу более 5 кг цемента. Но и в этом случае плотность орошения в лабораторных условиях составляла 40 л/ч на м². Добавление в рудную массу на практике 3 кг цемента позволяет поддерживать плотность орошения на уровне 24 л/ч на м², а фактически поддерживается на уровне 15 л/ч на м². Даже при таком соотношении лабораторных и практических данных некоторый резерв для увеличения плотности орошения может быть найден.

Анализ графиков (рис. 2.13) показывает, что наилучшие показатели агломерации достигаются при влажности руды 7,5% при времени агломерации 72 часа. На основании этого

можно сделать вывод о том, что после укладки рудной массы в штабель трое суток она должна вылежаться.

Эффективность выщелачивания компонентов различными растворителями связана с фильтрационными свойствами обрабатываемого рудного массива рудной массы и с его проницаемостью. Проблема выщелачивания руды с высоким содержанием мелочи может осложняться при формировании штабеля консольными отвалообразователями, с помощью которых отсыпaeмый ярус формируется из конусообразных секторов. Такое складирование неизбежно сопровождается естественной сегрегацией рудного материала, которая приводит к концентрации мелочи по центру и в верхней половине отсыпaeмого конуса, а более крупного материала по его периферии и в нижней половине. Однако этот вопрос детально не изучался. Поэтому отдельные зоны штабеля сильно отличаются по проницаемости: через зоны с крупным материалом выщелачивающий раствор протекает свободнее, а зоны с большим количеством шламов и мелочи обтекает и едва смачивает.

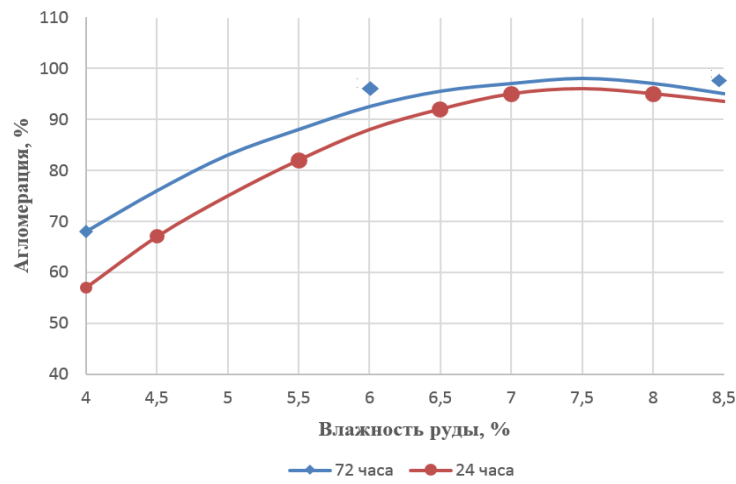


Рис. 2.13. Зависимость степени агломерации от влажности руды

Не исключено, что этот фактор является одной из причин невыполнения главного проектного показателя извлечения золота в процессе выщелачивания при том, что продолжительность процесса увеличилась в 2,5-3,0 раза. Кроме того, нижние слои штабеля несут дополнительную нагрузку верхних слоев, что создает дополнительные трудности для проникновения раствора. Это подтверждено при бурении наблюдательных скважин, результаты которых отражены на рис. 2.14.

Полученные результаты показывают, что на действующем рудном штабеле проницаемость рудного массива падает до критического уровня, который не позволяет вести отсыпку верхних ярусов общей высотой более 60 м. Коэффициент фильтрации в этом случае снижается до $1,6 \times 10^{-4}$ см/с, что соответствует максимальной плотности орошения поверхности штабеля 5,7 л/ч/м². Такая плотность орошения не позволяет полностью использовать потенциальные возмож-

ности раствора реагента, а также создает потенциальную угрозу устойчивости штабеля при укладке верхних слоев.

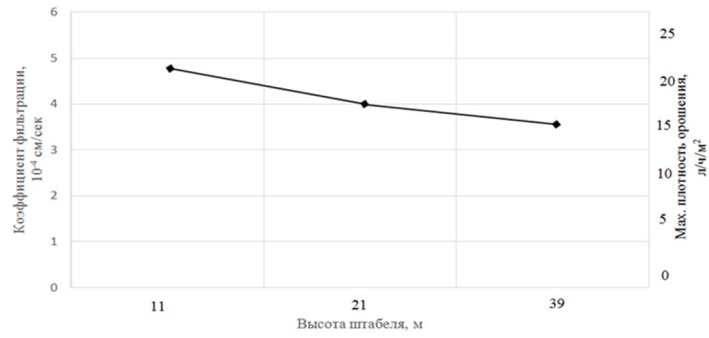


Рис. 2.14. Изменение проницаемости рудной массы в зависимости от высоты штабеля

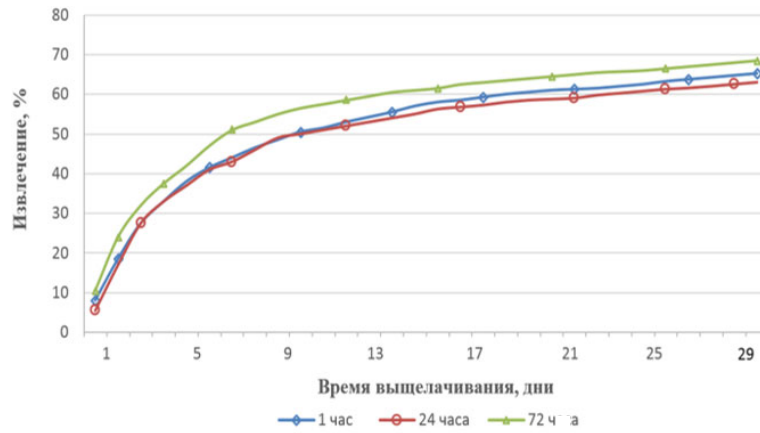


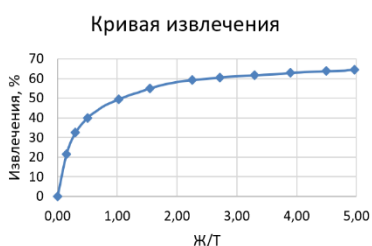
Рис. 2.15. Зависимость извлечения золота от времени выщелачивания при различном времени агломерации

Получены также данные (рис.2.15), свидетельствующие о том, что параметры агломерации влияют на извлечение золота.

Таким образом, между высотой штабеля и эффективностью выщелачивания существует рациональное соотношение, которое требует разработки математической модели и выполнения дополнительных расчетных исследований.

7. Главный технологический показатель кучного выщелачивания – коэффициент извлечения за время переработки руды карьера Мурунтау не достиг проектного уровня, который за период с 1995 по 2005 год изменялся от 49,0 до 68,9% при среднем значении ~58% (проектное значение 65%).

а



б



Рис. 2.16. Изменение степени извлечения (а) и концентрации (б) золота в растворе в процессе выщелачивания:

C_{min} — минимально допустимое содержание золота в растворе

Исследование кинетики выщелачивания золота из забалансовой руды карьера Мурунтау показало, что степень извлечения из руды и переход золота в раствор неравномерны во времени (рис. 2.16). Так, требуемое извлечение золота

(65%) достигается при отношении объема прокаченного через руду выщелачивающего раствора к массе руды $J/T=4,0$ (рис. 2.16, а) при продолжительности цикла выщелачивания 270 суток. Однако на первом этапе выщелачивания продолжительностью 65-70 суток (соотношение $J/T=1,0$) в раствор переходит 45-50% золота, а для извлечения еще 15-20% золота требуется пропустить через рудный штабель в три раза больше раствора, на что затрачивается соответственно в три раза больше времени.

Характерную форму имеет и кривая изменения во времени концентрации золота в растворе (рис. 2.16, б), которая на первом этапе выщелачивания быстро растет и при $J:T=1,0$ достигает максимального значения, затем начинает достаточно резко снижаться, стабилизируясь после достижения соотношения $J:T=1,5-2,0$ на уровне 20-25% от максимальной величины. Указанная особенность кинетики выщелачивания золота может быть объяснена вещественно-минералогическим составом руды, а также распределением золота по фракциям крупности.

При измельчении рудной массы золото с точки зрения доступности выщелачивающего раствора подразделяется на три примерно одинаковые группы: практически полностью освобожденное от породы, частично освобожденное от породы и находящееся внутри частиц породы. На первом этапе выщелачивания происходит сравнительно быстрое растворение золота из первой группы (рис. 2.16, б). Затем кривая извлечения выполаживается, а содержание золота в растворе резко снижается, поскольку в процессе выщелачивания практически участвует только золото второй группы, частично прикрытого породой, поэтому скорость его

растворения существенно уменьшается. На этапе стабилизации продолжается растворение остатков золота второй группы, доступ раствора к которому затруднен, а также в результате диффузии происходит незначительное извлечение золота третьей группы, находящегося внутри частиц породы. Все это приводит к тому, что по мере увеличения извлечения золота степень использования потенциальных возможностей раствора уменьшается, поскольку концентрация золота в нем снижается и достигает предела C_{\min} , ниже которого опускаться экономически невыгодно.

8. Проектом цикл извлечения золота определен в 90 дней при соотношении Ж:Т=2,2. На практике средний цикл выщелачивания находится на уровне 220-250 дней. В связи с этим не удалось достичь проектного содержания золота в продуктивных растворах, которое оказалось в 1,4-1,7 раза меньше проектного значения. Это повлекло за собой увеличение соотношения Ж:Т и дополнительные капитальные вложения на увеличение мощностей перерабатывающего завода и насосного хозяйства.

Таблица 2.6

**Технологические показатели кучного выщелачивания
золота из многоярусного штабеля**

Наименование	Значение	
	проектное	фактическое
Размер штабеля, м		
1-й этап	950x595	950x1200
остальные 3 этапа	950x2225	
Высота штабеля, м	10x8 = 80	10x6 = 60
Численность персонала, человек	325	760-800

Продолжение таб. 2.6

Расход реагентов, кг/т:		
NaCN	0,4	0,3
известь	1,0	1,4
цемент	2,0	3,1
воды	150	190
Поступление раствора на подушку выщелачивания, м ³ /ч	1065	3457

Таблица 2.7

Извлечение золота в технологических процессах кучного выщелачивания

Объект извлечения	Значение, %
Из руды в раствор за 180 суток	42-46
Из руды в раствор за полный цикл	56-62
Из растворов в цинковые осадки	97,0
Из цинковых осадков в сплав Доре	99,0
Из сплава Доре в готовую продукцию	99,98

Снижение извлечения золота по сравнению с проектным показателем, полученным и многократно подтвержденным лабораторными экспериментами, по-видимому, может быть объяснено комбинированным влиянием всех таких перечисленных факторов, как фракционный состав рудной массы, параметры агломерации, проницаемость массива, высота штабеля. Этими же факторами может быть объяснено и увеличение цикла выщелачивания.

В табл. 2.6 и 2.7 приведены технологические показатели и извлечение в технологических процессах при кучном выщелачивании золота из многоярусного штабеля. Анализ полученных данных показывает, что имеются значительные расхождения между проектными и фактическими технологическими показателями.

Таким образом, анализ технологических показателей процесса кучного выщелачивания позволяет сделать вывод о том, что главные проектные показатели извлечения золота и продолжительности цикла выщелачивания не достигнуты. Это может быть объяснено комбинированным воздействием фракционного состава рудной массы, параметров агломерации, проницаемости массива, высоты штабеля. Кроме того, проектом не предусматривается изменение расхода основных реагентов при увеличении высоты рудного штабеля, что требует корректировки технологических режимов и кинетики растворения золота при увеличении высоты штабеля.

2.4. Влияние геометрических параметров многоярусного штабеля на эффективность выщелачивания золота

Геометрические параметры штабеля кучного выщелачивания определяют его вместимость и устойчивость сформированного рудного массива.

Вместимость штабеля зависит от размеров подушки выщелачивания в плане, высоты штабеля, угла откосов штабеля в целом и его отдельных ярусов, объемной уложенной рудной массы.

Проектный размер подушки выщелачивания принят равным 2250х950 м, фактическая высота штабеля 60 м. Подушка выщелачивания создается и заполняется этапами, а штабель формируется из отдельных ярусов высотой по 10 м. Откос штабеля принят равным 2,4:1, что соответствует углу его наклона к горизонту $\alpha_1=22,5^\circ$. Откос яруса равен 1,4:1, что соответствует углу его наклона к горизонту $\alpha_2=36,5^\circ$. Между

смежными ярусами оставляют бермы безопасности, равные 10 м. Объемная масса уложенной в штабель руды составляет $1,74 \text{ т/м}^3$.

С геометрической точки зрения при заданной высоте и определенной проектом ширине подушки выщелачивания вместимость штабеля зависит, главным образом, от угла наклона боковых откосов, который в проекте принят исходя из конструктивных соображений. Этот угол может быть существенно увеличен и в идеале доведен до угла естественного откоса выщелачиваемой рудной массы $\alpha_2=36,5^\circ$ (рис. 2.17).

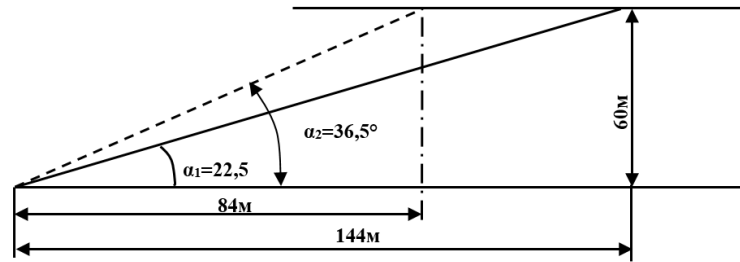


Рис. 2.17. Схема изменения параметров штабеля при увеличении угла его естественного откоса

Такое увеличение угла откоса штабеля увеличивает удельную площадь одной стороны штабеля на $\Delta S = 1800 \text{ м}^2/\text{м}$ длины подушки выщелачивания, что соответствует удельной вместимости 3130 т/м. Естественно, что увеличение угла откосов по обеим сторонам штабеля увеличивает эти значения в два раза. При этом ширина верхнего яруса увеличивается на $(144 - 84) \times 2 = 120 \text{ м}$ с 660 м до 780 м (на 18%).

Увеличение угла откоса штабеля имеет и другое последствие, поскольку влечет за собой уменьшение неорошаемой зоны штабеля. Сущность такого последствия заключается в том, что под откосом штабеля руда не подвергается воздействию рабочих растворов. Поэтому потери золота в этой зоне значительно выше, чем в остальной части штабеля.

При формировании 1-го яруса под его откосом рудная масса не орошается рабочими растворами. Потери в этой зоне составляют 100% (здесь и далее по тексту в процентах к проектному извлечению), а в остальной части яруса выщелачивание ведется до тех пор, пока извлечение достигнет ~80 % проектного значения в предположении, что оставшиеся ~20% до проектного значения будут извлечены при выщелачивании золота на верхних ярусах. Аналогичная картина имеет место во всех ярусах.

Таким образом, при многоярусном выщелачивании и сооружении откоса штабеля из откосов и предохранительных берм отдельных ярусов под откос штабеля неизбежно остается недовыщелоченная рудная масса, что является источником дополнительных потерь.

Увеличение угла откоса штабеля с $22,5^\circ$ до $36,5^\circ$ уменьшает «мертвую» зону с 144 до 84 м (в 1,71 раза), а долю невыщелоченной рудной массы в ней с 15,6 до 7,5% (в 2,1 раза). Однако если учесть, что один откос штабеля используется для размещения транспортных коммуникаций, то принципиально увеличение угла откоса возможно только с одной стороны штабеля. Поэтому реальное уменьшение количества рудной массы в «мертвой» зоне не превысит 4-5%, что позволит получить дополнительно ~1% золота.

Устойчивость сформированного рудного массива определяется несущей способностью основания, механическими параметрами уложенной рудной массы и гидрологическими условиями выщелачивания.

При определении проектных параметров штабеля приняты следующие исходные данные:

- объемная плотность рудной массы в штабеле – 1,74 т/м³;
- откос штабеля – 2,4:1 ($\text{tg}22,5^\circ = 0,416$);
- откос яруса – 1,4:1 ($\text{tg}36,5^\circ = 0,714$);
- сцепление в материале подушки выщелачивания – 0;
- угол внутреннего трения в рудной массе – 36° ;
- уровень выщелачивающего раствора в штабеле – ~25 м от верхней бровки.

Зависимости сдвигающих напряжений и эффективного угла внутреннего трения от нормальных напряжений, возникающих в породах основания в результате увеличения высоты штабеля, приведены на рис. 2.18, 2.19.

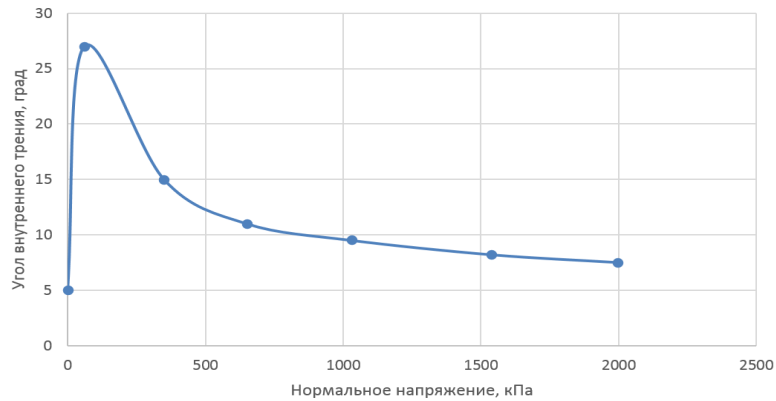


Рис. 2.18. Зависимости эффективного угла внутреннего трения в породах основания от нормальных напряжений от веса рудной массы

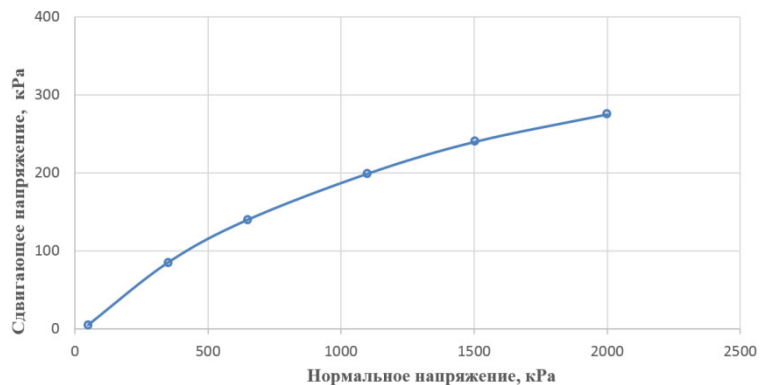


Рис. 2.19. Зависимость сдвигающих напряжений в породах основания от нормальных напряжений от веса рудной массы

Величина деформации штабеля высотой 70 м, определенная в проекте, характеризуется следующими параметрами:

- зона захвата на поверхности штабеля – 10-25 м;
- площадь поперечного сечения деформации – 5740 м².

Расчеты выполнены «на худший случай», когда штабель наполнен водой, а рудная масса находится в несвязном состоянии. На практике состояние рудной массы в штабеле носит несколько иной характер. В частности, добавки цемента и извести придают частицам руды в массиве некоторую связность, которая может оказать заметное влияние на устойчивость штабеля, но в расчетах не учитывается.

Основание штабеля не обводнено, представлено глинистыми породами, слабые разновидности которых удалены с замещением более прочными типами. Такие породы в основании отвалов обеспечивают с отвалами из скальных пород прочный контакт (100 кПа), поэтому на них можно

отсыпать отвалы высотой $H > 100$ м (рис. 2.20). При этом формируется прямолинейный откос отвала с углом $36-38^\circ$, не имеющий деформаций в течение многих лет.

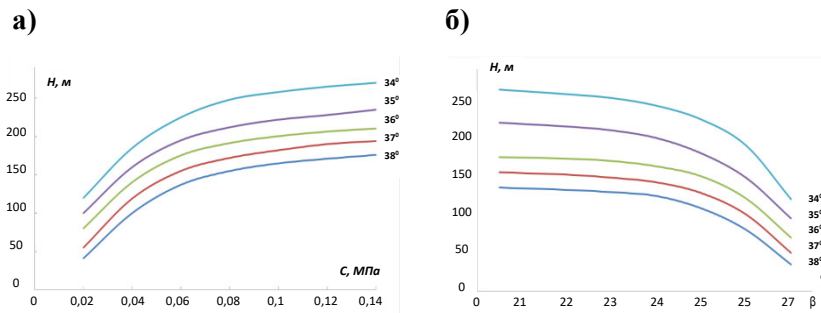


Рис. 2.20. Зависимость высоты отвала H от сцепления C (а) и угла внутреннего трения ρ (б) пород основания

Наличие воды в штабеле имеет неоднозначное значение. Рассматривая воздействие воды на грунт, следует выделить два момента.

1. Давление со стороны внутрипоровой жидкости на частицы грунта влияет на распределение напряжений в твердой фазе грунта.

2. Внутрипоровая жидкость влияет на характер связей между минеральными составляющими горной породы и тем самым на ее физико-механические свойства.

Каждый из этих факторов может менять общую устойчивость откосов. При наличии в порах и трещинах гидравлически связанной свободной воды каждая частица грунта будет испытывать всестороннее давление. Суммарное давление со стороны покоящейся жидкости на каждую частицу приводится к выталкивающей силе, которая направлена вертикально вверх. При этом гидростатическое давление в жидкости определяет эффект взвешивания грунта.

При движении жидкости в порах грунта, кроме гидростатического взвешивания, выделяют еще силу воздействия фильтрационного потока на скелет грунта. В этом случае говорят о гидродинамической или фильтрационной силе.

Однако в определении устойчивости штабеля выщелачиваемой руды влияние этих сил не учтено.

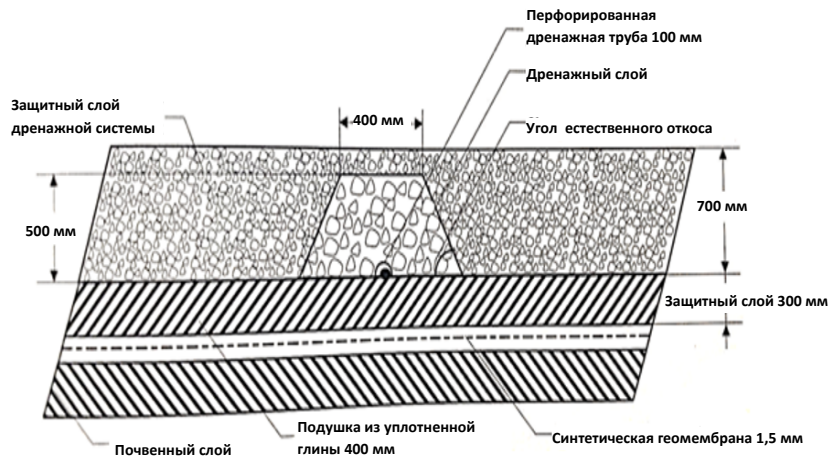


Рис. 2.21. Разрез защитного элемента дренажных трубопроводов

При строительстве первой очереди подушки выщелачивания (основания штабеля) были допущены отклонения от регламента. В результате после отсыпки двух ярусов ($10 \times 2 = 20$ метров) дренажный слой оказался неспособным выдержать давление от увеличения высоты штабеля. Но деформации штабеля со смещением выщелачиваемых масс в горизонтальной плоскости не произошло. Деформации затронули локальную зону, прилегающую к трубопроводам, что привело к их раздавливанию. Для исправления ошибки и предотвращения подобных случаев была изменена конструкция защитного слоя трубопроводов, а толщина их стенок увеличена (рис. 2.21).

На практике наблюдается некоторое нарушение геометрических параметров откоса ярусов, связанное с оплыванием измельченной рудной массы под воздействием атмосферных осадков. Такое явление объясняется слабым сцеплением частиц массива из-за малого количества вяжущего материала, применяемого при агломерации измельченной рудной массы, что приводит к дополнительным затратам на очистку дорог от просыпей.

Таким образом, изменение геометрических параметров штабеля выщелачиваемой руды может иметь значительные положительные последствия, связанные с увеличением вместимости штабеля, уменьшением потерь, снижением трудоемкости работ. Для реализации таких предпосылок необходим поиск технологических решений, направленных на гарантированное обеспечение безопасности работ с увеличенными геометрическими параметрами.

ГЛАВА 3

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ФОРМИРОВАНИЮ МНОГОЯРУСНОГО ШТАБЕЛЯ ПОВЫШЕННОЙ ВМЕСТИМОСТИ

- 3.1. Выявление факторов, влияющих на устойчивость штабеля рудной массы**
- 3.2. Выбор расчетной схемы для обоснования устойчивых параметров многоярусного штабеля**
- 3.3. Определение влияния вяжущих добавок на сопротивления сдвигу измельченной руды**
- 3.4. Оценка сейсмического воздействия на устойчивость многоярусного штабеля**
- 3.5. Определение влияния жидкости на устойчивость штабеля рудной массы**
- 3.6. Разработка конструкции многоярусного штабеля повышенной вместимости**

3.1. Выявление факторов, влияющих на устойчивость штабеля рудной массы

Анализ накопленной информации в области устойчивости грунтовых откосов техногенного происхождения показал, что при проектировании и сооружении карьеров, дамб, отвалов и т.п. применяются упрощенные методы расчетов. Такой подход приемлем для небольших сооружений, поскольку экономический ущерб от неточного определения параметров невелик. Однако при строительстве крупных сооружений такие отклонения должны быть сведены до минимума, а учет разнообразных горно-геологических и горнотехнических условий в этом случае должен опираться на точные математические расчеты с отработкой на математических моделях различных технологических ситуаций.

При сооружении многоярусного штабеля для кучного выщелачивания основной горно-геологической характеристикой, влияющей на устойчивость откосов, является несущая способность пород основания. Однако здесь следует сделать оговорку о том, что породы основания не замочены атмосферными осадками или техногенной водой. Для уменьшения вероятности такого замачивания применяется специальная конструкция основания, которая за прошедшие годы зарекомендовала себя как надежная конструкция.

Основными горнотехническими характеристиками многоярусного штабеля следует считать: высоту штабеля, угол откоса штабеля, крупность материала, количество добавляемых вяжущих присадок, скорость фильтрации, пористость уложенного материала, объемную плотность материала.

С введением в 1995 г. Строительных норм и правил Республики Узбекистан КМК-2.01.03-95 «Строительство в сейсмических районах» учет влияния сейсмических нагрузок на устойчивость сооружений приобрел особую актуальность. До введения этих правил единственным нормативным документом, регламентирующим учет сейсмических воздействий на объекты горного производства, являлись нормы технологического проектирования, разработанные Институтом Гипроруда (Россия), в которых предлагаемый коэффициент запаса устойчивости $K=1,5$ не обоснован. Попытки применения такого коэффициента запаса выводили параметры сооружений за рамки экономической и технологической целесообразности. Поэтому к учету влияния сейсмичности следует подходить на основе современного уровня оценки природных и техногенных сейсмических воздействий на ответственные сооружения.

Применение значительного количества водных растворов при кучном выщелачивании является фактором, способным существенно повлиять на устойчивость откосов штабеля. Причем, формы проявления такого влияния различны.

Следствием применения водных растворов при работе с техногенными массивами является возникновение гидродинамических сил, которые влияют на распределение напряжений и нередко сопровождаются нарушением структуры или даже разрушением сформированного массива, что особенно наглядно проявляется в массивах из дробленых пород.

Деформации горных пород, вызванные проявлением гидродинамических сил, принято называть фильтрационными деформациями. К таким деформациям относятся механическая суффозия, выпор и оползание в зоне выхода фильтрационного потока на откос, а также фильтрационный вынос (эрозия) вдоль трещин и оплывание.

Механическая суффозия – вынос мелких частиц через поры более крупнозернистого скелета. Степень развития суффозии для данного грунта определяется в первую очередь его коэффициентом неоднородности и градиентом фильтрации. Там, где нет больших градиентов фильтрации, суффозия может развиваться в ощутимых для прочности на сдвиг масштабах лишь в ограниченных зонах вблизи промежутка высачивания подземных вод, не приводя к крупным оползневым смещениям. При кучном выщелачивании из многоярусных штабелей механическая суффозия проявляется в перемещении мелких частиц из верхней части штабеля в его нижнюю часть, что приводит к уменьшению коэффициента фильтрации.

Выпор и обрушение части уложенных пород могут являться следствием относительно высоких градиентов фильтрации, когда через участок откоса просачивается вода. Такая ситуация может сложиться при переполнении штабеля растворами, когда подаваемые на поверхность штабеля растворы не успевают фильтроваться через нижние уплотнившиеся слои измельченной породы. В результате гидродинамические силы вызывают на таких участках деформации, при которых в движение приходит весь объем грунта вблизи поверхности откоса. Обычно эти деформации носят характер местного обрушения (оползания), а на отдельных участках насыщенного раствором откоса может наблюдаться также выпор пород.

Своеобразно протекают процессы оползания в связных фильтрующихся массивах, к которым может быть отнесен штабель кучного выщелачивания. После набухания пород в зоне, непосредственно прилегающей к поверхности откоса, под влиянием гидродинамического давления приповерхностный слой ослабленных пород оползает, сопротивление гидродинамическому давлению на обнажившемся участке вследствие оползания части пород уменьшается. В результате набухание этого участка усиливается и через некоторое время оползает новый объем пород. Процесс идет циклично, причем, несмотря на малость объема, участвующего в одном цикле (обычно захватывается полоса шириной от нескольких десятков сантиметров до 2-3 м), в конечном итоге, в процесс вовлекаются значительные массы горных пород.

Под оплыванием понимается перенос мелких частиц породы стекающей по откосу водой. Оплывание откосов многоярусного штабеля происходит, главным образом, под действием атмосферных осадков с выполаживанием уклонов на отдельных локальных участках до 0,07-0,09, что в 3-4 раза меньше уклонов откоса без учета стекающей воды. При стекании атмосферных осадков по откосу яруса также имеет место эрозионный процесс с образованием ручьевых дорожек.

К фильтрационным деформациям можно отнести и явление “разжижения” водонасыщенных раздельно-зернистых породных массивов с достаточно высокой пористостью (обычно более 40%), которое может возникнуть в насыщенном массиве под действием динамических нагрузок от работающей горнотранспортной техники. Вибрационные

нагрузки в этом случае могут привести к нарушению контактных связей между отдельными частицами рыхлых грунтов или слоями пород с разным сцеплением. В результате происходит уменьшение сцепления на контактах, а массив деформируется. Случаи, когда работающая горнотранспортная техника провоцировала появление оползневых деформаций, в практике известны, в частности, при ведении горных работ на склонах.

Таким образом, применение водных растворов при работе с техногенными массивами влечет за собой возникновение гидродинамических сил, которые влияют на распределение напряжений и нередко сопровождаются нарушением структуры или даже разрушением сформированного массива, что на практике особенно наглядно проявляется в массивах из мелкодробленых пород. Поэтому такое взаимодействие воды и массива должно быть учтено при сооружении многоярусных штабелей.

В целом можно сделать вывод о том, что в сложившихся условиях на устойчивость откоса многоярусного штабеля определяющее влияние оказывают горнотехнические факторы. При этом следует отметить, что эти факторы не только взаимосвязаны между собой и с характеристиками устойчивости откосов, но также влияют на вместимость штабеля и технологические показатели процесса. Поэтому оценка влияния горнотехнических факторов на устойчивость откосов требует комплексного подхода с учетом их комбинированного воздействия на показатели процесса и параметры штабеля.

3.2. Выбор расчетной схемы для обоснования устойчивых параметров многоярусного штабеля

На практике в качестве механико-математической основы расчетов устойчивости откосов принята теория предельного равновесия сыпучей среды. Основное условие предельного равновесия, которое принято называть обыкновенным предельным равновесием, определяется выражением

$$\tau = f\sigma_n + C, \quad (3.1)$$

где: $\tau = p \cos\alpha$, $\sigma_n = p \sin\alpha$ – касательное и нормальное напряжения по элементарной площадке внутри массива; f - величина коэффициента внутреннего трения, равная тангенсу угла внутреннего трения; C - сцепление.

Состояние предельного равновесия массива сыпучей среды определяется как состояние, при котором его внутренняя граница является поверхностью скольжения. В результате решение задачи о предельном равновесии сыпучей среды сводится к получению условия предельного напряженного состояния среды, когда поверхность скольжения рассчитывается по заданным граничным условиям. В результате получается область, покрытая сеткой линий скольжения (поверхности скольжения), в каждой точке которых удовлетворяется условие (3.1). Решение задачи при прочих равных факторах в значительной степени зависит от принятой модели массива, которую большинство исследователей рассматривают в качестве однородной и изотропной среды.

Такое допущение в наибольшей степени правомочно для техногенных массивов при кучном выщелачивании, которые формируются из относительно однородного по составу, размеру и физико-механическим свойствам материала. Поэтому в дальнейшем будем считать, что рассматриваемый техногенный массив однороден и изотропен.

Решение задачи по выбору расчетной схемы для обоснования устойчивых параметров откоса штабеля при кучном выщелачивании предусматривает определение сил, действующих в массиве, и выбор вида деформации, в наибольшей мере соответствующий реальным условиям.

Анализ показывает, что штабель кучного выщелачивания подвергается комбинированному воздействию гравитационных, гидравлических и сейсмических сил (внешние силы). Действию этих сил по третьему закону Ньютона противостоят внутренние силы, обусловленные внутренним сцеплением пород в массиве и коэффициентом трения частиц друг от друга. Массив находится в равновесии, если перечисленные внешние и внутренние силы в статическом состоянии равны между собой и противоположны по направлению. При этом внешние силы работают на смещение массива, а внутренние силы на сохранение его устойчивости.

Вид деформации определяется, главным образом, структурой массива и действием гравитационных сил. Как известно, нарушение устойчивости массива происходит в виде обрушения пород по поверхности скольжения. В случае отсутствия в откосе неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления (например, трещин и т.п.) поверхность скольжения представляет собой плавную кривую

линию. Однако на практике поверхность скольжения в верхней части массива представляет собой вертикальную линию отрыва, которая переходит в наклонную линию скольжения лишь с некоторой глубины.

Размеры этой вертикальной линии по глубине определяются плотностью, сцеплением и углом внутреннего трения пород. Форма и ориентация поверхности скольжения в неослабленном массиве определяется теорией предельного равновесия сыпучей среды на основе следующих основных положений.

1. Элементарные площадки скольжения возникают в массиве, если нормальная составляющая от веса горных пород на площадке составляет не менее $\sigma > 2C \operatorname{ctg}(45 - \varphi/2)$. Только в этом случае образуется трещина отрыва глубиной H_{90} , переходящая затем в наклонную площадку скольжения. Условием для возникновения такой площадки скольжения является равенство:

$$H_{90} \cdot \gamma = \sigma = 2C \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right),$$

откуда величина вертикальной трещины отрыва определяется как

$$H_{90} = 2C/\gamma \cdot \operatorname{ctg} \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right), \quad (3.2)$$

где γ – объемный вес пород; φ – угол внутреннего трения.

2. К направлению максимального главного напряжения элементарные площадки скольжения располагаются под углом $\varepsilon = 45 - \varphi / 2$.

3. Наклон поверхности скольжения плавно изменяется от угла ε к вертикали в верхней части поверхности скольжения до угла ε к подошве откоса в нижней части поверхности скольжения.

4. Величина зоны захвата на поверхности штабеля определяется по формуле

$$a = (2H[1 - \operatorname{ctg}\alpha \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha + \varphi}{2}\right)] - 2H_{90}) / (\operatorname{ctg}\varepsilon + \operatorname{tg}((\alpha + \varphi)/2)), \quad (3.3)$$

где H – высота откоса, м; α – угол откоса, град.

Схему деформации многоярусного штабеля можно изобразить следующим образом (рис.3.1).

Сформированный штабель представляет собой массив из однородного материала. Сцепление пород в массиве является величиной, зависящей не от высоты штабеля, а от состава и физико-химических свойств пород. От высоты штабеля зависит сила трения пород по поверхности сдвижения, которая возрастает при увеличении веса столба породы. При этом следует отметить, что глинистые породы основания более чувствительны к изменению внешней нагрузки по сравнению с измельченными породами, уложенными в штабель. В результате следует ожидать, что сопротивление сдвигу в уложенных породах будет выше сцепления в основании штабеля. Поэтому в этих условиях характер деформации будет определяться несущей способностью пород основания, а развитие деформации можно представить, как на рис. 3.1.

Гравитационный клин

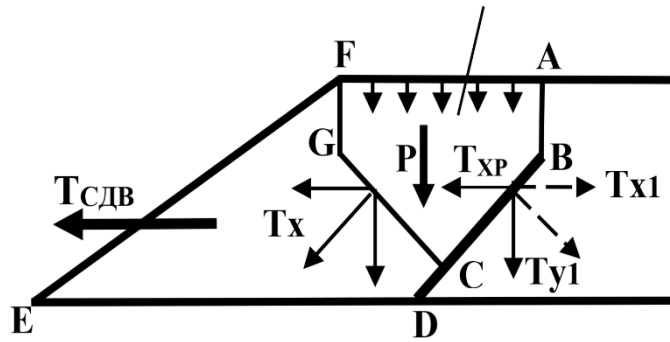


Рис. 3.1. Схема деформации многоярусного штабеля

Сдвигающие напряжения в породах штабеля с увеличением расстояния от верхней бровки откоса сначала увеличиваются, а затем уменьшаются. Если соотношение сдвигающих и удерживающих напряжений в точке с максимальным сдвигающим напряжением будет меньше $\eta < 1,0$, то массив деформируется. При этом в массиве образуется вертикальная трещина отрыва АВ (рис.3.1), которая затем переходит в плоскость скольжения ВС, расположенную под углом наклонной $(45 + \varphi/2)$ к горизонтальной плоскости. Часть штабеля, ограниченная многоугольником АВСGF, имеет потенциальную возможность под действием веса пород Р опускаться вниз. Эта возможность будет реализована в том случае, если веса породы в многоугольнике АВСGF будет достаточно для того, чтобы, смещаясь под действием гравитационных сил по плоскости скольжения ВСD, сместить породы, заключенные в многоугольнике CDEFG вдоль линии DE.

Смещение блока пород CDEFG вдоль линии DE происходит под действием сдвигающей силы $T_{сдв}$, которая складывается из горизонтальной составляющей силы T_x от веса пород P на наклонной плоскости CG и реактивной силы $T_{хр}$ от горизонтальной составляющей силы T_{x1} , возникающей от веса пород P на площадке скольжения BC . Поскольку многоугольник $ABCGF$ имеет форму клина, а главной действующей в этом случае является сила гравитации, то блок пород $ABCGF$, имеющий потенциальную возможность к инициированию деформации приоткосной зоны штабеля, носит название «гравитационного клина».

Возникновение реактивной силы $T_{хр}$ от горизонтальной составляющей силы T_{x1} вызвано разной жесткостью бокового отпора пород в сторону откоса EF и внутрь штабеля.

Смещение пород произойдет, если гравитационный клин способен создать горизонтальную сдвигающую силу, которая способна преодолеть силы сцепления и трения пород по линии $BCDE$. При этом суммарная сдвигающая сила будет равна

$$T_{сдв} = P \cdot \operatorname{tg}(45 + (\varphi / 2)).$$

Таким образом, при формировании высокого многоярусного штабеля на глинистом основании можно предположить, что характер деформации будет определяться несущей способностью пород основания. Иницирующим элементом деформации является «гравитационный клин», а смещение пород приоткосной зоны наиболее вероятно на уровне пород основания.

3.3. Определение влияния вяжущих добавок на сопротивление сдвигу измельченной руды

Технологией кучного выщелачивания предусмотрено измельчение руды до 6 меш, в которой класс крупности + 3,25мм составляет 2,4-3,5%, а класс крупности –0,3 мм – 25%, с последующим добавлением в рудную массу цемента (2-3 кг/т), извести (2,0-2,5 кг/т) и воды (доведение влажности до 6-8%). Естественно, что при этом изменяется сцепление измельченных пород в штабеле. Поэтому величину такого изменения сцепления под воздействием присадок и требуется определить. Для этого применена стандартная методика испытания рыхлых грунтов и малопрочных песчано-глинистых пород с применением тарированного динамометра. Рудная масса помещалась в специальные пластиковые контейнеры, состоящие из двух равных параллельно смещающихся частей с внутренним диаметром 10,6 см и высотой по 30 мм (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Результаты испытаний проб измельченной рудной массы

Описание пробы	№ опыта	Количество делений динамометра	Сопротивление сдвигу, МПа
1	2	3	4
Сухая неуплотненная порода	1	2	-
	2	1,7	-
	3	1,8	0,00451
	В среднем	1,83	
Сухая уплотненная порода	1	2,9	-
	2	2,5	-
	3	2,7	0,00676
	В среднем	2,7	

Продолжение таб. 3.1

1	2	3	4
Уплотненная порода влажностью 8%	1	8,2	-
	2	8,5	-
	3	8,3	-
	В среднем	8,33	0,01706
Уплотненная порода влажностью 8% с добав- лением цемента 5 кг/т	1	10,7	0,01951
	2	9,8	
	3	8,1	
	В среднем	9,53	
Уплотненная порода влажностью 8% с добав- лением цемента 10 кг/т	1	12,7	0,02235
	2	9,6	
	3	10,5	
	В среднем	10,9	
Уплотненная порода влажностью 8% с добав- лением цемента 15 кг/т	1	9,5	0,02294
	2	10,1	
	3	11,2	
	В среднем		

Испытания проводились следующим образом. Готовились 6 партий проб, имеющих одинаковый объем, но разный состав и условия формирования: сухая неуплотненная порода; сухая уплотненная порода; порода с добавлением цемента (5 кг/т) и воды (влажностью 8%); порода с добавлением цемента (10 кг/т) и воды (влажностью 8%); порода с добавлением цемента (15 кг/т) и воды (влажностью 8%). Каждая партия проб засыпалась в 3 контейнера, что позволило провести три параллельных измерения сцепления. Объемный вес сухой дробленой породы составил 1,78 т/м, а увлажненной до 8% – 1,94 т/м.

Полученные результаты для пород первой группы (рис.3.2) показывают, что выдерживание пород влажностью 8% под нагрузкой оказывает значительный скрепляющий эффект, который может быть объяснен относительно мелким измельчением и наличием в породе минералов кальция и магния, обладающих цементирующим действием.

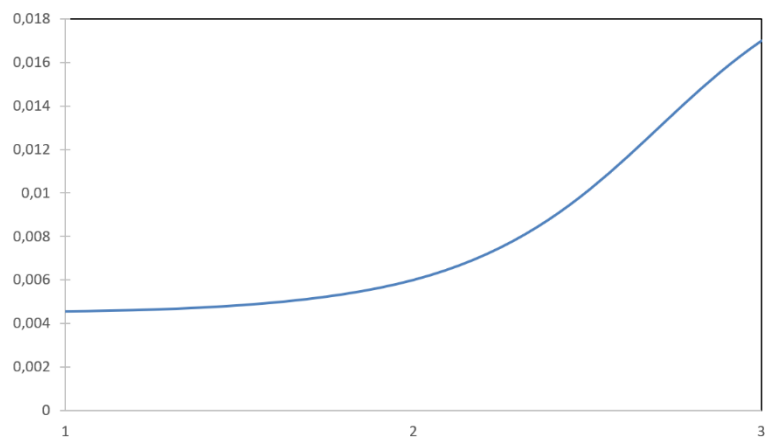


Рис. 3.2. Зависимость сопротивления пород сдвигу (МПа) от количества цемента: 1 - сухая неуплотненная порода; 2 - сухая уплотненная порода; 3 - уплотненная порода влажностью 8%

Полученные результаты для пород второй группы (рис.3.3) показали, что добавление цемента начинает оказывать заметное влияние на сцепление при его содержании более 10 кг/т. Тем не менее, следует отметить, что для получения ощутимого скрепляющего эффекта, сопоставимого со сцеплением глинистых пород основания (0,06-0,12 МПа), количество добавляемого цемента должно быть значительно выше.

Сопоставление полученных результатов испытаний для разных групп проб показывает, что просто увлажненные и уплотненные породы имеют в 4 раза большее сопротивление сдвигу, чем неуплотненные сухие породы. При этом добавление в увлажненные породы 15 кг/т цемента увеличивает их сопротивление сдвигу незначительно (в 1,2 раза) по сравнению с породами, в которые добавлено 5 кг/т только цемента.

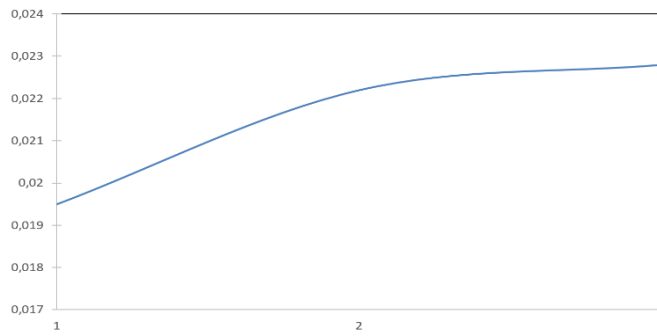


Рис.3.3. Зависимость сопротивления сдвигу (МПа) увлажненных пород от количества цемента: 1, 2, 3 – содержание цемента 5, 10 и 15 кг/т

Таким образом, на основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Существенную роль в сцеплении пород при укладке в штабель играют их влажность, воздействие силы тяжести от вышележащих слоев и продолжительность выдерживания сформированного массива до начала орошения выщелачивающими растворами, которая по данным практики и ранее выполненных исследований должна составлять не менее 3-х суток.

2. Добавление цемента в количестве до 15 кг/т оказывает относительно небольшое влияние на сопротивление пород сдвигу.

3. Применение цемента оправдано с технологических позиций выщелачивания для окомкования мелких фракций и повышения прочности скелета массива, уменьшающего способность сформированного массива к уплотнению под воздействием силы тяжести от вышележащих слоев породы. Изменением количества добавляемого цемента можно регулировать прочность скелета и, следовательно, изменение пористости выщелачиваемого массива, что позволит также регулировать его фильтрационные характеристики и интенсивность выщелачивания.

3.4. Оценка сейсмического воздействия на устойчивость многоярусного штабеля

Территория Центральных Кызылкумов является одним из наиболее сейсмоактивных регионов Узбекистана, где землетрясения происходят и в наши дни (были сильные землетрясения: Газлийские 1976, 1984 гг. магнитудой $M > 7,0$, т.е. интенсивностью $J_0 = 9-10$ баллов). По всей вероятности, такие землетрясения могут происходить и в дальнейшем. Поэтому район расположения штабеля кучного выщелачивания отнесен к району, где могут произойти землетрясения.

Одна из главных причин деформаций породных массивов природного и техногенного происхождения – возникновение собственных колебаний в массиве оползня, который представляет собой породный блок, ограниченный со всех сторон породами с другими по отношению к нему упругими свойствами. При этом сейсмические волны, многократно отраженные на границах будущего оползня, вызывают в породном блоке резонанс. В результате резонанса блок как бы вибрирует, силы сцепления на его контактах с другими породами ослабевают, а блок отслаивается по контактной поверхности. Такое ослабление сил сцепления проявляется, хотя и в малой степени, даже при слабых землетрясениях, количество которых в некоторых районах достигает нескольких десятков ежегодно. При сильных землетрясениях регионального масштаба ($7 < M < 8$) под воздействием сейсмического излучения в теле блока развиваются инерционные силы, величина которых может оказаться критической и вызвать смещение оползня.

Все это свидетельствует о том, что любое горно-техническое сооружение в течение всего срока своего существования находится в поле напряжений и перемещений, вызванных сейсмическим действием естественных и техно-

генных (взрывных) землетрясений. А поскольку для каждого объекта существует резонансная частота колебаний, то каждый ярус и штабель в целом постоянно ищет «свое» землетрясение и «по-своему» (в резонансном режиме) реагирует на него, выбирая из всего волнового цуга резонансные частоты.

Общепринятыми критериями оценки сейсмического действия взрывов на окружающие объекты служит допустимая скорость колебаний V_0 , при которой полностью гарантируется сохранение промышленных объектов. Как правило, допустимая скорость колебаний для гражданских и промышленных сооружений находится в пределах 1-12 см/с.

Наряду с допустимой скоростью V_0 для решения некоторых практических задач необходимо введение такого понятия, как предельная скорость колебаний $V_{пр}$, соответствующая граничным условиям сохранности объекта. При возбуждении в массиве горных пород скорости колебаний выше допустимой V_0 сохранность объекта носит вероятностный характер. Критической скоростью колебаний обычно называется предельно допустимая скорость, выше которой сохранность объекта реализуется с вероятностью менее 0,5.

Для решения задач устойчивости горнотехнических сооружений при сейсмических воздействиях и выборе допустимых скоростей колебаний большое значение имеет общая оценка деформационных свойств горных пород.

Известно, что в области некоторого напряжения a_s как сжатие, так и разгрузка массива горных пород происходит упруго, т.е. по одному и тому же закону без остаточных деформаций. Однако при выходе напряжений за границы этой области ($a > a_s$) в горной породе могут образовываться остаточные деформации, величина которых зависит от

максимального напряжения на фронте сейсмической волны. Накопление остаточных деформаций ϵ_0 при последовательном многократном производстве, например, взрывных работ в карьере, может привести к потере устойчивости и обрушению горных пород с откосов ярусов штабеля.

Деформация горных пород за пределами упругости наблюдается при их относительных величинах, превышающих 0,0002-0,0003. Очевидно, что из условий упругого поведения горных пород относительная деформация $s_0 = 0,0002-0,0003$ и должна приниматься в качестве допустимой, гарантирующей устойчивость горных пород при многократном производстве взрывов.

Допустимая относительная деформация горных пород устанавливается в соответствии с классификацией защищаемых сооружений по их ответственности и сроку эксплуатации (табл. 3.2). В табл. 3.3 приводятся рекомендуемые допустимые скорости колебаний для сооружений разных классов в различных породах. Критическая скорость колебаний V может быть определена как удвоенная величина допустимой скорости V_0 .

С точки зрения устойчивости многоярусный штабель представляет собой однородный по строению горнотехнический объект, не имеющий какого-либо деления на блоки, различающиеся между собой разными физико-механическими свойствами и разной скоростью распространения упругих волн. Поэтому сейсмические волны не могут вызвать в этом объекте резонансных явлений, и он колеблется под их воздействием как единое целое, что позволяет сделать вывод о малой вероятности его разрушения. Могут иметь место лишь локальные деформации откосов отдельных ярусов.

Таблица 3.2

Рекомендуемые допустимые значения упругих деформаций для сооружений различных классов

Класс сооружения	Характеристика сооружений, срок их эксплуатации	Допустимая упругая деформация
I	Особо ответственные сооружения длительного срока эксплуатации (более 10-15 лет): гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни, камеры дробления, водоотлива, околоствольные дворы	0,0001
II	Ответственные сооружения со сроком эксплуатации более 5-10 лет: обводные транспортные тоннели гидротехнических сооружений, надкамерные целики, вершлагги, уступы карьеров, отвалы	0,0002
III	Кратковременно эксплуатируемые сооружения (от 1 до 5 лет): камеры, уступы, штреки	0,0003
IV	Неответственные сооружения со сроком эксплуатации до 1 года: очистные блоки, рабочие уступы, рабочие борта карьеров и др.	0,0005

Многоярусный штабель размещен на основании из пластичных глинистых пород, которые по своим характеристикам имеют невысокую скорость распространения продольных волн (менее 2 км/с). Кроме того, этот штабель по значимости может быть отнесен к сооружениям II класса (табл. 3.2), для которых допустимая скорость колебаний составляет 8-13 см/с.

Скорость смещения массива при массовых взрывах в карьере уже на расстоянии 1,0 км находится в пределах 0,2-0,3 см/с. Поэтому техногенное сейсмическое воздействие не представляет для устойчивости штабеля реальной угрозы. Однако следует отметить, что сейсмическое воздействие от массовых взрывов в карьере Мурунтау проявляется через увеличение выхода раствора на 10-12% через 2-3 дня после взрыва.

Таблица 3.3

**Допустимые скорости колебаний для сооружений
разных классов в различных породах**

Характеристика горных пород	Коэффициент крепости*	Скорость продольной волны, км/с	Допустимая скорость колебаний, см/с			
			I кл	II кл	III кл	IV кл
Рыхлообломочные отложения и наносы	0,5-1	1-2	4,08	8,2	12,2	20,4
Сильнотрещиноватые породы с глиной и высокой пористостью	1-3	2-3	6,8	13,6	20,3	34,0
Скальные породы с значительной естественной трещиноватостью	3-5	3-4	9,5	19,6	28,4	47,5
Относительно монолитные породы с отдельными трещинами и пустотами	5-9	4-5	12,2	24,4	36,7	60,0
Монолитные слаботрещиноватые породы	9-14	5-6	14,9	29,8	44,6	74,5
Очень крепкие и монолитные породы практически без трещин	14-20	6-7	17,8	35,6	53,3	89,0

*Коэффициент крепости горных пород по шкале М.М. Протождьяконова.

3.5. Определение влияния жидкости на устойчивость штабеля рудной массы

Жидкость в сформированных техногенных массивах – одна из основных причин возникновения оползневых и других видов деформаций откосов. Ее влияние сводится к изменению механических свойств пород, напряженного состояния пород вблизи откоса и развитию процессов механического выноса и сноса.

При наличии в порах и трещинах гидравлически связанной свободной воды каждая частица грунта будет испытывать всестороннее давление. Суммарное давление со стороны покоящейся жидкости на каждую частицу приводится к выталкивающей силе. В произвольном объеме породы τ с пористостью m твердые частицы занимают объем $(l - m)\tau$. Выталкивающая сила, действующая на эти частицы, равна $F_u = \gamma(l - m)\tau$ и направлена вертикально вверх. Гидростатическое давление в жидкости определяет эффект взвешивания грунта.

При движении жидкости в порах грунта, кроме гидростатического взвешивания, выделяют еще силу воздействия фильтрационного потока на скелет грунта, в этом случае говорят о гидродинамической или фильтрационной силе.

Простейшим видом напряженного состояния является однородное напряженное состояние, при котором в разных точках тела по параллельным площадкам действуют одинаковые по величине и направлению напряжения. Таково, например, напряженное состояние в средней части образца, испытывающего одноосное сжатие или растяжение. В этом случае нормальные напряжения по горизонтальной площадке, расположенной на глубине z , будут определяться лишь

собственным весом столба вышележащих пород высотой z с удельным весом $\gamma_n(z)$:

$$\sigma_n = \int_0^z \gamma_n(z) dz. \quad (3.4)$$

Здесь вертикальная ось z направлена вниз, начало отсчета взято на дневной поверхности.

Объемный вес породы без учета влияния жидкости выражается формулой

$$\gamma_n = \gamma_c(1 - m) + \gamma\omega, \quad (3.5)$$

где γ_c γ – удельный вес соответственно материала скелета и жидкости; ω - объемная влажность, равная при полном насыщении $\omega = m$.

Выражение для полного напряжения (2.1) представим в следующем виде:

$$\begin{aligned} \sigma_n &= \int_z^{z_0} \gamma_c(1 - m) dz + \int_{z_0}^z (\gamma_c(1 - m) + \gamma_m) dz = \\ &= \int_z^{z_0} \gamma_c(1 - m) dz + \int_{z_0}^z (\gamma_c - \gamma)(1 - m) dz + \gamma(z - z_0) \end{aligned}$$

Обозначим

$$\sigma_n = \int_z^{z_0} \gamma_c(1 - m) dz + \int_{z_0}^z (\gamma_c - \gamma)(1 - m) dz, \quad (3.6)$$

$$p = \gamma(z - z_0) \quad (3.7)$$

Величину σ_3 называют эффективным напряжением, которое создается весом скелета грунта в пределах выделенного объема с учетом взвешивания.

Величина $p = \gamma(z - z_0)$ численно равна весу столба жидкости с основанием, равным единице, и высотой $R = z - z_0$. Это давление в жидкости.

Эффективные напряжения определяют силу взаимодействия между минеральными зёрнами, а, следовательно, прочность и деформационную способность пород. Давление в поровой жидкости p называют нейтральным напряжением, поскольку от него прочность и деформационная способность пород непосредственно не зависят.

Таким образом, полное напряжение σ_n представляет собой сумму из двух составляющих:

$$\sigma_n = \sigma_3 + p$$

откуда

$$\sigma_3 = \sigma_n - p \quad (3.8)$$

Из формул (3.6) и (3.7) следует, что при осушении, когда уровень свободной поверхности воды понижается, давление p уменьшается, а эффективное напряжение увеличивается.

В общем случае полные напряжения определяются как суммарные напряжения от действия внешних сил и от веса вышележащих пород с заключенной в них водой.

При исследовании напряженно-деформированного состояния грунта, поры которого частично или полностью заполнены водой, следует воспользоваться моделью двухфазной среды. Одна фаза – скелет грунта, другая – движущаяся или покоящаяся в нем жидкость.

Для оценки степени напряженности массива целесообразно сравнить напряженное состояние с предельно допустимым значением, что позволяет оценить степень устойчивости массива в целом и в отдельных его зонах. Для этого вводится понятие коэффициента устойчивости породы в рассматриваемой точке, равного отношению сопротивления сдвигу S к действующему на рассматриваемой площадке касательному напряжению (сдвиговому усилию). Сопротивление сдвигу горные породы оказывают благодаря наличию в них внутренних связей. Природа внутренних связей является по существу основным классификационным признаком, согласно которому породы делятся на три основные группы:

- 1) твердые (скальные и полускальные) горные породы;
- 2) несвязные (раздельно-зернистые) горные породы;
- 3) мягкие связные горные породы.

В первой группе преобладают жесткие кристаллические и цементированные связи, во второй – в основном силы трения между отдельными минеральными зернами, их принято называть силами внутреннего трения, а в третьей развиты преимущественно связи особого водно-коллоидного типа.

Многочисленные испытания образцов пород, проводившиеся преимущественно по схеме, близкой к простому сдвигу, показали, что предельное сопротивление сдвигу S довольно хорошо описывается известным законом Кулона, который дает линейную зависимость S от нормального напряжения σ_n по поверхности скольжения:

$$S = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + C, \quad (3.9)$$

где φ – угол внутреннего трения; C – сцепление.

Сцепление обусловлено наличием соответствующих связей между минеральными составляющими породы. Оно определяет долю в суммарном сопротивлении сдвигу, которая зависит не только от типа породы, но и от степени ее увлажнения.

При формировании многоярусного штабеля имеют место породы второй группы, поскольку формируемый техногенный массив состоит из минеральных зерен и агрегатов, представленных, главным образом, твердыми, достаточно химически прочными материалами. Однако это не абсолютно сыпучий массив, в котором частицы связаны между собой, в основном, силами трения, а массив переходного типа, в котором имеет место структурное сцепление.

В формуле $S = \sigma_n \operatorname{tg} \varphi + C$ в качестве напряжения σ_n следует брать эффективное напряжение, равное, в случае горизонтальной поверхности, разности между полным напряжением и внутривпоровым давлением:

$$\begin{aligned} \sigma &= \sigma_n - p \\ S &= (\sigma_n - p) \operatorname{tg} \varphi + C. \end{aligned} \quad (3.10)$$

Как видим, внутривпоровое давление уменьшает сопротивление грунта сдвигу.

При увеличении нагрузки на грунт имеет место деформация сжатия, что приводит к изменению пористости. Деформация сжатия раздельно-зернистых пород заметно возрастает при динамическом нагружении, когда вследствие более плотной переукладки частиц существенно изменяется структура грунта.

Фильтрационное давление на грунт наиболее эффективным образом проявляет себя в сыпучих породах, состоящих из отдельных не связанных между собой минеральных зерен. В зонах выхода грунтовых вод на откос или склон депрессионная поверхность наиболее крутая, что обеспечивает достаточно большое фильтрационное давление. Под воздействием этого давления песчинки, расположенные на промежутке высачивания грунтового потока, отрываются от общей массы и уносятся фильтрующейся жидкостью.

Таким образом, порода выносится из толщи рыхлых песков. При подобных обстоятельствах откос лишается поддержки снизу и начинает работать подобно консоли. Рано или поздно такой откос обрушивается со сколом подвешенной его части.

При решении задач об устойчивости горных пород требуется учитывать наличие в массиве областей двух типов:

- областей, где породы находятся в предельном напряженном состоянии;
- областей, где породы располагают тем или иным запасом прочности. Определение напряженно-деформированного состояния массива горных пород связано в общем случае с выявлением границ распространения в нем предельных и допредельных зон. Однако сложность решения практических задач в такой постановке вынуждает существенно упрощать реальные физические схемы. Исследования напряженно-деформируемого состояния развивались главным образом по линии упрощения расчетных моделей. Расчетная модель обычно сводится к одному из двух крайних статических вариантов:
 - модель среды, предполагающая отсутствие зон с предельно напряженным состоянием;

- модель среды, предполагающая наличие зон с предельно напряженным состоянием.

На практике часто прибегают к оценке устойчивости массива на сдвиг вдоль некоторых расчетных поверхностей скольжения, форма и положение которых задаются априорно или отыскиваются путем подбора. Распределение напряжений вдоль расчетных поверхностей скольжения принимается при этом, также исходя из некоторых упрощенных гипотез.

Использование модели среды в предельном напряженном состоянии предполагает, что в априорно заданной части массива достигнуто предельно-напряженное состояние, т.е. прочность пород исчерпана полностью. В этом случае условием равновесия среды является условие предельного напряженного состояния применительно к деформациям сдвига.

Инженерные методы базируются на приближенных представлениях о распределении напряжений в массиве и на некоторых априорных предпосылках о характере деформаций. Так, при изучении предельного равновесия ненагруженного массива вертикальные напряжения в отдельных его точках обычно считаются равными весу столба вышележащих пород с единичной площадью поперечного сечения, а деформации предполагаются протекающими вдоль некоторой заданной поверхности. Полагают, что нормальное и касательное напряжения на произвольно ориентированной площадке можно считать равными проекциям указанного вертикального напряжения на нормаль и касательную плоскость к этой площадке. По значениям этих напряжений оцениваются удерживающие T_y и сдвигающие $T_{сдв}$ силы, действующие по этой поверхности. Степень устойчивости участка массива (коэффициент запаса) определяется соотношением

$$\eta = \frac{T_y}{T_{сдв}}. \quad (3.11)$$

Существуют различные инженерные методы расчетов, некоторые из них дают вполне надежные результаты. Например, исследованиями с целью проверки одного из таких методов (метод К.Терцаги) установлено, что, хотя расчетные напряжения в отдельных точках массива могут существенно отклоняться от действительных величин (до 25% в момент обрушения), степень устойчивости $\eta_{уст}$ оценивается этим методом с ошибкой, не превышающей 4-6% (в сторону запаса).

При расчете устойчивости склонов инженерными методами обычно проводится потенциальная поверхность скольжения, выделяющая в массиве горных пород призму возможного оползания, которая разбивается на ряд расчетных отсеков, чаще всего вертикальными линиями. На рис. 3.4 изображен один из блоков призмы возможного оползания, ограниченный потенциальной поверхностью скольжения АВ, дневной поверхностью CD и двумя боковыми гранями АД и ВС. Внутри выделенного объема проходит свободная поверхность EG жидкости, т.е. блок частично затоплен водой.



Рис.3.4. Схема элементарного блока пород в призме оползания

Применительно к данному блоку задачу сдвижения массива рассмотрим в статической постановке для плоской задачи. В рассматриваемой плоской задаче объему τ соответствует площадь фигуры ABCD. Часть ABGE объема блока, расположенного под депрессионной кривой, обозначим через τ' . Гидродинамические силы на скелет грунта действуют только в объеме τ' . Поверхность объема соответствует контуру ABCDA. Применительно к нашему случаю расчетное уравнение имеет вид:

$$\int_{\tau} \bar{F}_8 p_{\tau}(1-m)d\tau + \int_{\tau} F_u p (1-m)d\tau + \int_{\tau} R_{wn} p_{\tau}(1-m)d\tau + \\ + \int_{ABCD} P_n p_{\tau}(1-m)ds = 0. \quad (3.12)$$

Если предположить, что в пределах блока грунт однородный, $grad(h)$ – величина постоянная и пренебречь увлажнением грунта над свободной поверхностью, то уравнение (2.9) можно представить в виде

$$\gamma_e(1-m)\tau i_3 - \gamma(1-m)\tau i_3 - \gamma m \tau' grad(h) + \int_{AB} P_n(1-m)dS + \\ + \int_{BC} P_n(1-m)dS + \int_{DA} P_n(1-m)dS = 0. \quad (3.13)$$

Интеграл $\int_{AB} P_n(1-m) dS$ представляет собой поверхностную силу, действующую с внешней стороны объема τ на участок границы АВ. Согласно закону равенства сил действия и противодействия, на этот же контур с внутренней стороны объема действует сила $P = - \int_{AB} P_n(1-m)ds$. Тогда уравнение (3.13) можно представить в виде

$$\bar{P} = \gamma_c(1 - m)\tau i_3 - \gamma(1 - m)\tau i_3 - \gamma m \tau' \text{grad}(h) + \int_{BC} P_n(1 - m)dS + \int_{DA} \bar{P}_n(1 - m)ds. \quad (3.14)$$

Введем $\sigma_n = P_n$. При сжимающих усилиях в грунте нормальная составляющая σ_n является положительной величиной. Если в пределах участка АВ можно пренебречь изменением σ_n , то для \bar{D} будем иметь $\bar{P} = \overline{Q_n(1 - m)L}$, где L – длина участка АВ. Учитывая, что $\tau = z L \cos \alpha$, $\tau' = (z - z_0) L \cos \alpha$, $\text{grad}(h) = I_x i_1 + I_z i_3$, где z – вертикальная координата середины участка АВ, z_0 – вертикальная координата середины участка свободной поверхности EG, α – угол между касательной к контуру АВ в средней его точке и осью x, уравнение (2.11) представим в виде

$$\bar{P} = \bar{\sigma}_n(1 - m)L = \gamma_c(1 - m)z L \cos \alpha \bar{i}_3 - \gamma(1 - m)(z - z_0)L \cos \alpha \bar{i}_3 - \gamma m(z - z_0)L \cos \alpha (I_x \bar{i}_1 + I_x \bar{i}_3) + \int_{BC} \bar{P}_n(1 - m)dS \quad (3.15)$$

Если грунт сухой и гидродинамические силы отсутствуют, то (3.15) примет вид

$$\bar{P} = \bar{\sigma}_n(1 - m)L = \gamma_c(1 - m)z L \cos \alpha \bar{i}_3 + \int_{BC} \bar{P}_n(1 - m)dS + \int_{DA} \bar{P}_n(1 - m)dS \quad (3.16)$$

В инженерных методах полагают, что для сухого грунта

$$\bar{P} = \bar{\sigma}_n(1 - m)L = \gamma_c(1 - m)z L \cos \alpha \bar{i}_3,$$

т.е. суммарное напряжение на наклонную площадку равно весу породы, расположенной над этой площадкой.

При этом $\bar{\sigma}_n = \gamma_c z \cos \alpha i_3$, а суммой $\int_{BC} \bar{P}_n (1 - m) dS + \int_{DA} \bar{P}_n (1 - m) dS$ пренебрегают, что, видимо, и обеспечивает значительную ошибку при расчете напряжений в отдельных точках массива.

При расчетах традиционно призму оползания разбивают вертикальными линиями на n блоков. Для каждого i -го блока, пользуясь соотношением (2.11), определяют суммарное напряжение P_i , приходящееся на участок L_i , сложив P_i , получают сумму поверхностных сил, действующих на всю потенциальную поверхность скольжения. При этом учтем, что контурные интегралы вдоль вертикальных граней, подсчитываемые для каждой двух смежных блоков дважды, взаимно уничтожаются, так как внешние нормали для двух смежных блоков на общей границе между ними имеют противоположное направление. В результате получим

$$\bar{P} = \sum_{i=1}^n \bar{P}_i = \int_{PQ} \bar{\sigma}_n (1 - m) dS = \sum_{i=1}^n [\gamma_{ci} (1 - m_i) \tau_i - \gamma (1 - m_i) \tau'_i] \bar{i}_3 - \sum_{i=1}^n \gamma m_i \tau_i (I_{ix} \bar{i}_1 + I_{iz} \bar{i}_3) + \int_{PN} \bar{\sigma}_n dS, \quad (3.17)$$

где γ_{ci} – удельный вес скелета грунта в i -м блоке, m_i – пористость i -го блока, τ_i – объем i -го блока, τ'_i – объем обводненной части i -го блока, I_{ix} , I_{iz} – компоненты градиента напора в i -м блоке.

Анализ выражения (3.17) показывает, что слагаемые, неучтенные при определении напряжений инженерными методами, не играют никакой роли при нахождении главного

вектора напряжений, действующих на потенциальную поверхность скольжения. Это и объясняет высокую точность определения степени устойчивости массивов.

Выражение $[\gamma_{ci}(1 - m_i)\tau_i - \gamma(1 - m_i)\tau_i']i_3$ представляет собой вес твердой фазы i -го блока с учетом взвешивания, $\gamma m_i \tau_i (I_{ix} i_1 + I_{iz} i_3)$ – фильтрационная сила, с которой жидкая фаза действует на твердую фазу в объеме τ_i . Силу, действующую на площадке длиной L , раскладывают на нормальную N_i и касательную T_i составляющие:

$$\bar{P} = N_i \bar{n}_{0i} + T_i \tau_{0i},$$

где n_{0i} и τ_{0i} – единичные векторы, направленные вдоль внешней нормали и вдоль касательной соответственно к элементу поверхности скольжения в пределах i -го блока.

Здесь,

$$\begin{aligned} N_i &= [\gamma_{ci}(1 - m_i)\tau_i - \gamma(1 - m_i)\tau_i']\cos\alpha_i - I_{ix}\gamma m_i \tau_i' \sin\alpha_i - I_{iz}\gamma m_i \tau_i' \cos\alpha_i, \\ T_i &= [\gamma_{ci}(1 - m_i)\tau_i - \gamma(1 - m_i)\tau_i']\sin\alpha_i - I_{ix}\gamma m_i \tau_i' \cos\alpha_i - I_{iz}\gamma m_i \tau_i' \sin\alpha_i. \end{aligned}$$

Балансовое соотношение сдвигающих и удерживающих сил составляют путем алгебраического суммирования этих сил по всем отсекам.

Степень устойчивости массива оценивается коэффициентом запаса устойчивости $\eta_{уст}$, который определяется по формуле:

$$\eta_{уст} = \frac{\sum_{i=1}^n (N_i t g \varphi_i + C_1 L_1)}{\sum_{i=1}^n T_i}. \quad (3.18)$$

Выполненные математические выкладки позволяют внести коррективы в решение задачи о влиянии жидкости на устойчивость пористых отдельно-зернистых массивов

техногенного происхождения, которые базируются на следующих предпосылках.

Дифференциальные уравнения равновесия скелета грунта (3.15) содержат слагаемое $\gamma m \text{ grad}(h)/(1-m)$, отражающее действие фильтрационной силы на твердую фазу породы. Уравнения равновесия твердой фазы, приведенные в различных источниках, содержат слагаемое $-\gamma \text{ grad}(h)$, но без множителя $m/(1-m)$. Наличие этого множителя позволяет сделать вывод о том, что воздействие жидкости на массив находится в прямой зависимости не только от градиента напора, но и от пористости грунта: чем больше пористость, тем больше воздействие и наоборот.

При расчетах устойчивости водонасыщенных грунтов вводится понятие полного напряжения. Полное напряжение, действующее на горизонтальную поверхность, равно по величине весу столба породы с единичной площадью поперечного сечения вместе с заключенной в ней жидкостью, представляется в виде суммы эффективного напряжения и давления жидкости в поровом пространстве. Эффективное напряжение – поверхностная сила в твердой фазе породы, приходящаяся на единицу площади сечения породы.

Выражение для эффективного напряжения получим, воспользовавшись соотношением (2.12), являющимся следствием одного из законов механики сплошной среды – закона количества движения. Приближенное выражение для эффективного напряжения σ_{α} из (3.15) имеет вид

$$\cos \alpha + \cos \beta = 2 \cos \frac{1}{2}(\alpha + \beta) \cos \frac{1}{2}(\alpha - \beta)$$

$$\begin{aligned} \sigma_{\alpha} L &= \sigma_n (1 - m) L = \gamma_c (1 - m) z L \cos \alpha i_3 - \\ &- \gamma (1 - m) (z - z_0) L \cos \alpha i_3 - \gamma m (z - z_0) L \cos \alpha \text{ grad}(h). \end{aligned}$$

Отсюда,

$$\sigma_{\text{э}} = \sigma_n(1 - m) = \gamma_c(1 - m)z \cos \alpha i_3 - \gamma(1 - m)(z - z_0) \cos \alpha i_3 - \gamma m(z - z_0) \cos \alpha \text{grad}(h).$$

Здесь,

$$\begin{aligned} & [\gamma_c(1 - m)z - \gamma(1 - m)(z - z_0)] \cos \alpha = \\ & = [\gamma_c(1 - m)z + \gamma m(z - z_0) - p] \cos \alpha \end{aligned} \quad (3.19)$$

- вес скелета грунта с учетом взвешивания, расположенного над единичной площадкой, находящейся на глубине z и составляющей угол α с горизонтальной плоскостью. Нормальная составляющая эффективного напряжения равна

$$\sigma_{\text{эН}} = [\gamma_c(1 - m)z - \gamma(1 - m)(z - z_0)] \cos^2 \alpha - \gamma m(z - z_0) \cos \alpha (I_x \sin \alpha + I_z \cos \alpha). \quad (3.20)$$

Касательная составляющая

$$\begin{aligned} \sigma_{\text{эН}} = & [\gamma_c(1 - m)z - \gamma(1 - m)(z - z_0)] \cos \alpha \sin \alpha + \\ & + \gamma m(z - z_0) \cos \alpha (I_x \cos \alpha + I_z \sin \alpha). \end{aligned} \quad (3.21)$$

Анализ последних формул показывает, что выталкивающая и фильтрационная сила вносят свой вклад в значение как нормальной, так и касательной составляющих эффективного напряжения.

Согласно тому, что выражения нормальной и касательной составляющих эффективного напряжения (3.20) и (3.21) отличаются от соответствующих выражений в некоторых источниках, то и формула для определения коэффициента

устойчивости откоса с учетом влияния жидкости также отличается от известных формул:

$$\eta_{уст} = \frac{\sum_{i=1}^n [(N_i t g \varphi_i + C_i L_i)]}{\sum_{i=1}^n T_i}, \quad (3.22)$$

где

$$N_i = (\gamma_{ci}(l - m_y)\tau_i - \gamma(l - m_i)\tau'_i) \cos \alpha_i - \gamma m_i L'_i (I_{ix} \sin \alpha_i + L_{iz} \cos \alpha_i),$$

$$T_i = [\gamma_{ci}(l - m_i)\tau_i - \gamma(l - m_i)\tau'_i] \sin \alpha_i + \gamma m_i \tau'_i (I_{ix} \cos \alpha_i - L_{iz} \sin \alpha_i)$$

Расчетные формулы отличаются от выражения (3.22) лишь множителем η в слагаемых, содержащих компоненты градиента напора.

Оценим влияние жидкости на устойчивость многоярусного штабеля, используя прием «худший вариант» с наиболее неблагоприятным сочетанием условий его формирования, которые могут создать эффект камуфлетного воздействия.

1. Расчет устойчивости фильтрующего песчаного откоса произведен при следующих исходных данных: угол откоса $22,5^\circ$ и $36,5^\circ$, высота массива $H_M=60$ м, удельный вес горной массы $\gamma=2,6$ т/м, объемная плотность горной массы в массиве $1,78$ т/м, удельный вес воды $\gamma=1$ т/м, пористость $t=0,32$, угол внутреннего трения в обводненном массиве 30° , в сухом 35° , коэффициент сцепления равен нулю.

2. В качестве расчетной схемы принята схема в двух вариантах: существующий вариант со ступенчатым откосом под углом $22,5^\circ$ и вариант со сплошным откосом под углом $36,5^\circ$ (рис.3.5).

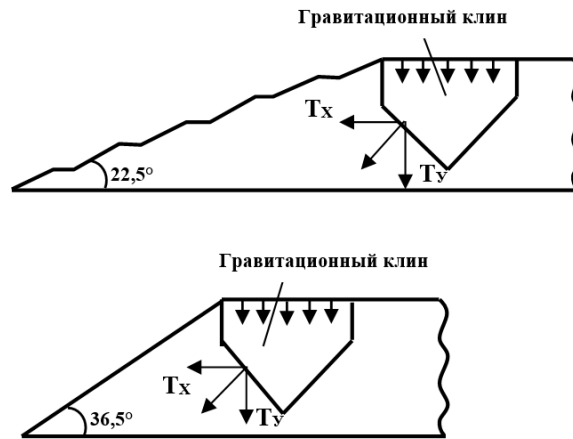


Рис. 3.5. Схема для расчета устойчивости штабеля со ступенчатым (верхняя часть) и сплошным (нижняя часть) откосом

3. Расчет выполнен для штабеля, не заполненного и заполненного на 40% рабочими растворами. При этом учитывалось влияние только сил взвешивания.

4. В расчетах использованы результаты изучения влияния изменения нормального напряжения от веса пород в штабеле на угол внутреннего трения и сдвигающее сопротивление. Например, согласно графикам (отчет по этапу 1, рис. 3.5) при нормальном напряжении, возникающем в породах основания от веса штабеля, равном $\sigma_n = 1,5$ МПа, угол внутреннего трения составляет $\varphi = 10^\circ$, а сдвигающее сопротивление $C_{сдв} = 0,2$ МПа.

Коэффициент устойчивости откоса $\eta_{вст}$ определялся с учетом сил взвешивания, а без учета сил взвешивания (сухой грунт) по формуле:

$$\eta_{уст} = \frac{\sum_{i=1}^n [(P_i \cos \alpha_i - p_i L_i) \operatorname{tg} \varphi_i + C_i L_i]}{\sum_{i=1}^n P_i \sin \alpha_i},$$

где P_i – вес блока вместе с заключенной в нем водой;
 L_i – длина i -го участка кривой; p_i – среднее давление в пределах L_i .

Результаты расчетов устойчивости откоса штабеля с учетом и без учета сил взвешивания приведены в табл.3.4.

Таблица 3.4

Результаты расчета устойчивости откоса штабеля

Параметры штабеля	Коэффициент запаса устойчивости, отн.ед.		Отклонение, %
	без учета сил взвешивания	с учетом сил взвешивания	
Высота 60 м, угол откоса 22,5°	1,61	1,48	-109%
Высота 60 м, угол откоса 36,5°	1,46	1,36	-107%

Анализ приведенных данных показывает, что значение коэффициента устойчивости, определенное без учета сил взвешивания, оказывается завышенным на 7-9%.

Таким образом, анализ влияния жидкости на устойчивость техногенных массивов, выполненный на основе строгих математических расчетов, позволяет сделать следующие основные выводы.

1. Влияние грунтовых вод на устойчивость массивов очевидно и не вызывает сомнений. В литературе описано немало случаев, когда фильтрационные деформации приводили к катастрофам различного масштаба.

2. Влияние фильтрационного потока на скелет грунта изменяет напряжение в твердой фазе, ее механические свойства и может быть оценено не только качественно, но и количественно.

Уравнение равновесия твердой фазы, полученное в результате проведенных математических выкладок, позволяет сделать вывод о том, что воздействие жидкости на массив находится в прямой зависимости не только от градиента напора, но и от пористости грунта: чем больше пористость, тем больше воздействие и наоборот. Поэтому для решения задачи устойчивости массива недостаточно иметь усредненные значения параметров для всего массива, а следует иметь данные о каждом слое в отдельности, потому что при изменении влажности этих слоев и нагрузки на них они могут существенно изменить свои свойства.

Для правильного описания динамики грунтовых вод необходимо знание фильтрационных параметров грунта. Их можно определить в лабораторных условиях с помощью физико-механического анализа грунта, например, по исследованию керновых проб, а также путем решения обратных задач при математическом моделировании процесса фильтрации.

3. Приведенные примеры расчета коэффициента запаса устойчивости позволяют сделать вывод о значительном влиянии грунтовых вод на устойчивость сформированного многоярусного штабеля. При этом установлено, что наличие жидкости в массиве штабеля уменьшает коэффициент запаса устойчивости по сравнению с соответствующим коэффициентом для сухого грунта.

Количественная оценка этого различия показала, что присутствие воды в штабеле за счет эффекта взвешивания

уменьшает значение коэффициента запаса устойчивости на 7-9%. Поэтому в расчеты по определению устойчивости откосов высоких многоярусных штабелей, проводимых без учета влияния жидкости, необходимо вводить поправочный коэффициент на обводненность массива, который для пористого массива при кучном выщелачивании составляет $k_{\text{попр}} = 1,075-1,09$.

4. Выполненные расчеты для штабелей высотой 60 м со ступенчатым и сплошным откосом показали: в самых неблагоприятных условиях, когда штабель на 40% наполняется растворами, что маловероятно в условиях пустынного климата, существующей конструкции дренажной системы и принятого порядка подачи растворов устойчивость откоса сохраняется с коэффициентом запаса $k_3 > 1,4$.

3.6. Разработка конструкции многоярусного штабеля повышенной вместимости

Конструкция штабеля повышенной вместимости должна не только обеспечивать укладку на единицу площади подушки выщелачивания увеличенного количества руды, но и сохранять его устойчивость под действием воды. Возможны два варианта увеличения вместимости штабеля:

- увеличение высоты штабеля;
- увеличение угла откоса штабеля.

Увеличение высоты штабеля необходимо рассматривать в комплексе с изменением его фильтрационных характеристик и эффективности использования потенциальных возможностей рабочих растворов. Этот вопрос будет рассмотрен на следующем этапе работы.

Увеличение угла откоса штабеля – технологически наиболее простой путь к увеличению его вместимости, тем более что расчеты, выполненные с учетом влияния жидкости на устойчивость такого штабеля, подтвердили его устойчивость с высоким коэффициентом запаса. Поэтому остановимся на этом техническом решении подробнее.

По-видимому, нет необходимости увеличивать угол откоса многоярусного штабеля до 90° , поскольку такой штабель будет представлять собой сложную строительную конструкцию, требующую сооружения мощных ограждающих конструкций. Поэтому такой откос по углу наклона должен занимать промежуточное положение между $22,5^\circ$ и 90° . При этом напрашивается вывод о том, что таким промежуточным углом откоса должен быть угол естественного откоса пород, а откос – формироваться без предохранительных берм в виде единой линии.

Сплошной откос многоярусного штабеля должен отвечать следующим требованиям:

- иметь высокую фильтрационную способность;
- не оплывать под воздействием атмосферных осадков;
- быть устойчивым к ветровой эрозии;
- не требовать применения новых материалов;
- не увеличивать трудоемкость работ;
- не требовать применения дополнительной техники.

Этим требованиям будет отвечать откос, сформированный по той же технологии, по которой формируются ярусы штабеля: измельченная руда после добавления воды, цемента и извести доставляется к месту укладки конвейерным транспортом, а затем порциями с помощью отвалообразователя отсыпается в ярус. Размер порции определяется

шириной отсыпаемой заходки (85 м) и шагом перестановки отвалообразователя (не менее 8-10 м). Тем самым выполняются последние три требования, поскольку в этом случае не требуется применение новых материалов, не увеличивается трудоемкость работ и не требуется применение дополнительной техники.

Однако для выполнения первых трех требований необходимо изменение физико-механических характеристик приоткосной зоны, в которой материал должен иметь повышенное сцепление (рис. 3.6). Необходимость выполнения этих требований продиктована следующими соображениями.

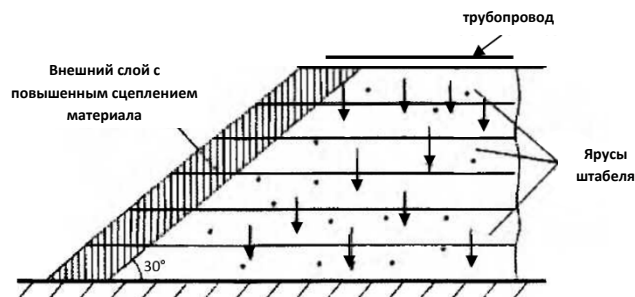


Рис.3.6. Конструкция многоярусного штабеля со сплошным откосом

Сплошной откос в многоярусном штабеле представляет собой наклонную плоскость значительной высоты. Поэтому попадающие на поверхность откоса атмосферные осадки (дождь, тающий снег) будут по нему стекать вниз. При этом по мере увеличения высоты откоса скорость стекающей воды будет увеличиваться. Естественно будет увеличиваться и ее способность к разрушению поверхности откоса. Для того чтобы этого не происходило, падающие на откос атмосферные осадки должны частично фильтроваться через его

поверхность, а частично – стекать вниз без разрушения поверхности.

Негативное воздействие на поверхность откоса могут оказывать ветровые потоки, сдувая с нее мелкие частицы материала. При этом такие частицы переносятся вверх по откосу и могут откладываться на поверхности штабеля в зоне «ветровой тени», образующейся там, где наклонная плоскость откоса переходит в горизонтальную плоскость поверхности яруса. В результате такого процесса на поверхности яруса могут образовываться наносы из пылевидных частиц рудного материала.

Перечисленные требования к поверхности сплошного откоса будут выполнены, если при формировании приоткосной зоны в измельченный материал добавить увеличенное количество цемента. При этом фильтрационные способности приоткосной зоны будут сохранены, поскольку добавление цемента в исследованных пределах (до 5 кг/т) не окажет существенного влияния на эту характеристику.

Приоткосная зона (внешний слой штабеля) с повышенным сцеплением минеральных частиц может иметь строение «слоеного пирога», в котором количество связующих присадок будет уменьшаться от поверхности откоса вглубь приоткосной зоны, а также от нижнего яруса к верхнему.

Такое строение приоткосной зоны объясняется тем, что наибольшим воздействиям водного потока будет подвергаться именно приповерхностный слой откоса, а интенсивность воздействия будет возрастать по мере увеличения скорости отека воды и достигнет максимального значения в нижней части штабеля. При этом приповерхностный слой откоса с наибольшим сцеплением может иметь мощность, минимальные размеры которой определяются конструктивными и

технологическими возможностями отвального оборудования, а также порядком отсыпки этого слоя. В частности, отсыпка такого слоя может быть осуществлена в следующем порядке.

Сначала на расстоянии до 2 м от верхней бровки нижнего яруса отсыпается основная часть приоткосной зоны с обычным добавлением цемента (до 3 кг/т). Затем на внешнюю сторону сформированного откоса укладывается слой с повышенным (до 5 кг/т) содержанием цемента, который и будет предохранять приоткосную зону от водной и ветровой эрозии. Мощность этого предохранительного слоя не будет превышать 2 м, но по возможности ее следует уменьшить до 1 м. Поскольку этот слой, как и приоткосная зона, составляет от объема штабеля незначительную часть, то и общее увеличение расхода цемента будет незначительным.

В то же время приоткосная зона должна выполнять еще и удерживающую функцию, например, в случае аварийного заполнения части штабеля жидкостью. Из этого предположения следует, что приоткосная зона в целом должна иметь определенную ширину, где физико-механические свойства сформированного массива отличаются от свойств массива в остальном штабеле.

Удерживающую функцию приоткосной зоны с повышенным сцеплением в массиве оценим на основе определения максимальных тангенциальных напряжений внутри массива штабеля, когда возникновение деформаций может быть связано с увеличением внутриверхового давления или перенасыщения штабеля раствором.

Геометрические параметры усиленной приоткосной зоны выбираются, исходя из следующей предпосылки: горизонтальные усилия, возникающие в откосе штабеля под действием жидкости и силы тяжести, должны быть, ней-

трализованы дополнительными усилиями от веса и сцепления пород в зоне. Данные параметры рассчитаны для угла внутреннего трения 35° и объемного веса пород 1,94 т/м. При этом физико-механические свойства пород зоны и основного массива принимались одинаковыми. Расчет параметров зоны производился исходя из допущения, что водонасыщение штабеля составляет по высоте не более 30% от его высоты в целом, что само по себе очень много для условий пустынного климата региона.

Результаты расчета параметров усиленной зоны представлены в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Зависимость параметров приоткосной зоны от высоты штабеля

Высота штабеля, м	Высота зоны, м	Ширина зоны, м
60	50	16
80	70	22
100	88	28

Анализ данных табл. 3.5 показывает, что ширина усиленной приоткосной зоны находится в прямой зависимости от высоты штабеля. Это позволяет конструктивно выполнить ее с переменным поперечным сечением, уменьшающимся по мере увеличения высоты штабеля.

Расчетами установлено, что в основании штабеля по контакту пород отвала с породами основания существуют неярко выраженные напряжения сдвига. Максимальные сжимающие напряжения (красный цвет) находятся вблизи

откоса у верхней площадки и в районе нижней бровки штабеля в породах основания. Сдвигающие напряжения наиболее ярко выражены (синий цвет) в основании и у верхней площадки штабеля. Поэтому деформации усадки и трещины разрыва могут появиться на верхней площадке штабеля и будут связаны с усадкой массива. При высоте в 40 м существующее основание находится в нагруженном состоянии. Однако сдвигающие нагрузки на основание удерживаются усиленной приоткосной зоной, но в самом основании по контакту не исключены продавливание и пластичные деформации пород основания, интенсивность которых будет зависеть от влажности пород. Поэтому замачивание пород основания вблизи штабеля (до 15-20 м) может оказать крайне неблагоприятное воздействие на его устойчивость.

Таким образом, анализ конструктивных особенностей штабеля позволяет сделать следующие выводы:

1. Возможности увеличения вместимости штабеля за счет увеличения его высоты вступают в противоречие с эффективностью использования потенциальных возможностей выщелачивающих растворов, поэтому данный путь требует разработки новых нетрадиционных решений.

2. Наиболее доступным и технологически реализуемым способом увеличения вместимости штабеля является повышение угла его откоса до угла естественного откоса разрушенных пород с созданием удерживающей приоткосной зоны, в которой физико-механические характеристики сформированного массива выше характеристик массива штабеля. При этом ширина удерживающей приоткосной зоны находится в прямой зависимости от высоты штабеля. В частности, для штабеля

высотой 60 м ширина приоткосной зоны составляет 16 м, высотой 80 м – 22 м и 100 м – 28 м.

3. Удерживающую приоткосную зону конструктивно целесообразно выполнить в виде «слоеного пирога», в котором внешний слой выполняет основную защитную функцию против водной и ветровой эрозии. Этот слой имеет наиболее высокие прочностные характеристики, которые достигаются добавлением в него цемента в количестве до 10-15 кг/т.

При формировании удерживающей приоткосной зоны с защитным слоем целесообразно сначала сформировать основной массив этой зоны, а затем прикрыть его со стороны внешнего откоса защитным слоем.

4. Математическое моделирование распределения нагрузок в штабеле с усиленной приоткосной зоной показало, что сдвигающие напряжения наиболее ярко выражены в основании и у верхней площадки штабеля. Поэтому на верхней площадке вероятны деформации усадки с образованием трещин разрыва, а на нижней в самом основании по контакту не исключены продавливание и пластичные деформации пород, интенсивность которых будет зависеть от влажности пород. Поэтому замачивание пород основания вблизи штабеля на расстоянии до 15-20 м может оказать неблагоприятное воздействие на его устойчивость.

ГЛАВА 4

РАЗРАБОТКА НАУЧНЫХ ОСНОВ ЦИКЛИЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗ МНОГОЯРУСНОГО ШТАБЕЛЯ

4.1. Процесс кучного выщелачивания как саморегулирующая система «орошение-фильтрация-дренаж»

4.2. Взаимосвязь гидравлических и геомеханических параметров при кучном выщелачивании из многоярусных штабелей

4.3. Оценка фильтрационного режима в многоярусном штабеле

4.4. Оценка кинетики циклического выщелачивания из многоярусных штабелей

4.5. Определение рациональных гидрогеомеханических параметров многоярусного штабеля

4.1. Процесс кучного выщелачивания как саморегулирующая система «орошение-фильтрация-дренаж»

Движущийся поток раствора при кучном выщелачивании представляет собой саморегулирующую систему «орошение-фильтрация-дренаж», в которой саморегулирование проявляется через реакцию системы на возмущающие воздействия или изменение фильтрационных свойств рудной массы в штабеле.

При кучном выщелачивании основное возмущающее воздействие оказывает изменение интенсивности орошения, на которое система реагирует изменением характера движения раствора в поровом пространстве штабеля (рис.4.1). Так, при избыточном орошении штабель полностью заполняется раствором, который находится в гидравлически связанном состоянии, создавая гидростатический напор пропорционально высоте штабеля. При последовательном уменьшении интенсивности орошения движение раствора также последовательно переходит из гидростатического режима, сначала в инфильтрационный, а затем в фильтрационный режим. Реакцией системы «орошение-фильтрация-дренаж» на такие изменения является либо осушение штабеля с уменьшением количества дренируемых растворов, либо его переполнение с растеканием растворов через боковые поверхности орошаемой части штабеля.

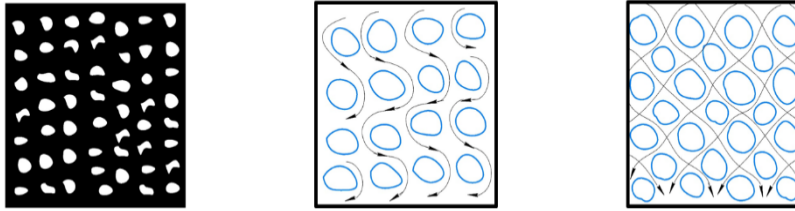


Рис. 4.1. Схема (слева направо) гидростатического, фильтрационного и инфильтрационного движения раствора в штабеле

При увеличении высоты штабеля под действием веса рудной массы происходит уплотнение нижних слоев с изменением фильтрационных свойств, что проявляется через уменьшение скорости фильтрации рабочего раствора. В результате движение раствора по высоте штабеля переходит с фильтрационного сначала на инфильтрационный, а затем и на гидростатический режим. При этом форма потока из сосредоточенного типа трансформируется в рассредоточенный тип с растеканием раствора через боковые поверхности орошаемой части штабеля (рис.4.2).

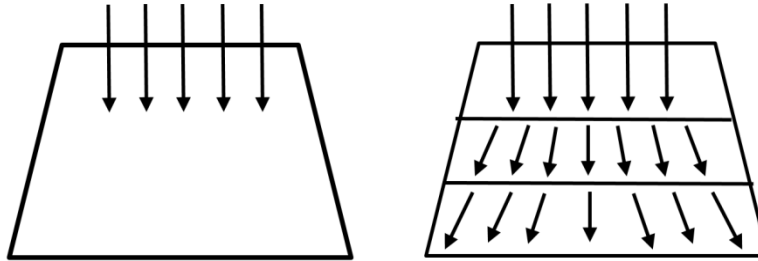


Рис. 4.2. Схема (слева направо) сосредоточенного и рассредоточенного движения раствора в штабеле

В обоих случаях саморегулирование движения потока раствора в системе «орошение-фильтрация-дренаж» проявляется в виде его растекания через боковые поверхности орошаемого участка. В результате часть раствора попадает в дренажную сеть через уже обработанную рудную массу, что приводит к снижению содержания полезного компонента в продуктивном растворе и уменьшению степени использования потенциальных возможностей рабочего раствора. Поэтому для повышения эффективности использования этих возможностей следует стремиться к сбалансированному режиму орошения, при котором количество раствора, подаваемого на поверхность проектного участка, равно количеству раствора, поступающего в дренажную сеть этого участка. Показателем сбалансированности режима орошения можно считать соотношение

$$P_{сб} = \frac{Q_{др}}{Q_{пр}} \leq 1,$$

где $P_{сб}$ – показатель сбалансированности режима орошения, доли ед.; $Q_{др}$ – количество раствора, поступающего в дренажную сеть орошаемого участка, м³/ч; $Q_{пр}$ – количество раствора, поступающего на поверхность орошаемого участка, м³/ч.

Таким образом, в саморегулирующей системе «орошение-фильтрация-дренаж» основными факторами, определяющими пределы регулирования, являются интенсивность орошения и скорость фильтрации рабочего раствора через рудную массу в штабеле. При этом основным ограничивающим фактором является скорость

фильтрации рабочего раствора через рудную массу в штабеле, зависящая от структурных особенностей сформированного штабеля.

Рассмотрим движение раствора в многоярусном штабеле, состоящем из 8 ярусов. Для этого воспользуемся данными из источника.

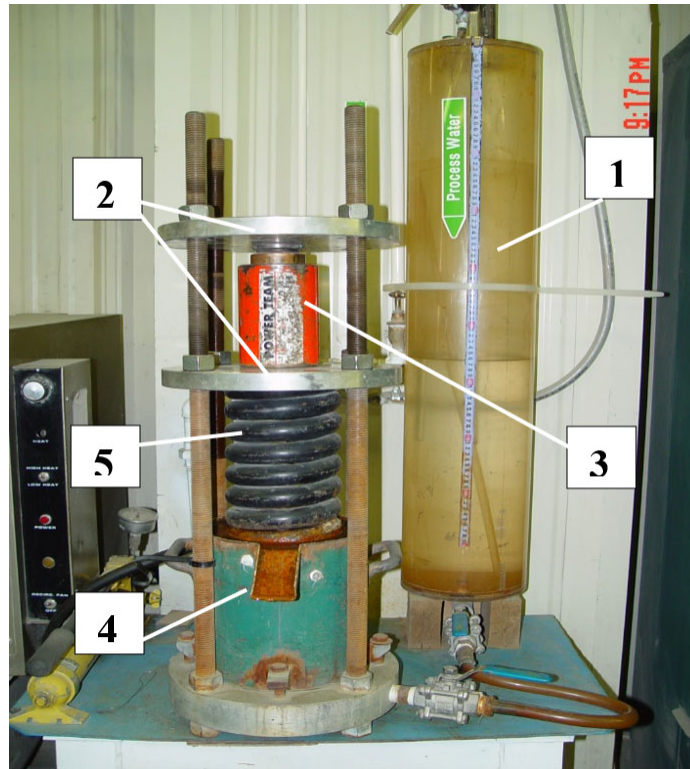


Рис. 4.3. Установка для моделирования влияния усилия от веса пород на коэффициент фильтрации в многоярусном штабеле:
1- расходная емкость с водой; 2- прижимные плиты; 3- домкрат с манометром; 4- рабочая ячейка с рудной массой; 5- прижимная пружина

Для изучения изменения проницаемости рудного штабеля при увеличении его высоты в лабораторных условиях было проведено моделирование процесса фильтрации рабочего раствора для разной высоты штабеля. Моделирование проводилось на специальной установке (рис.4.3), состоящей из контейнера для руды и питающего цилиндра, который обеспечивает непрерывный поток раствора при постоянном давлении. Каждая проба сухой массой 8 кг на специальном миксере доводилась до влажности 6%, агломерировалась и помещалась в контейнер. Для исключения вымывания пробы в контейнер устанавливается сетка с размером ячеек <1 мм. Проба сжималась с усилием, соответствующим действию веса пород в штабеле заданной высоты. Затем в нее подавался раствор с расходом, соответствующим предельной для данных условий плотности орошения. Далее по мерной шкале фиксировался объем убывающего раствора с интервалом в один час на протяжении 20 часов.

При расчетах коэффициента фильтрации использовались геометрические размеры контейнера для руды, усилие сжатия руды, объем прошедшего через руду раствора и др.

Проба руды подвергалась воздействию усилий, которые соответствовали воздействию столба рудной массы высотой от 1 до 80 м. Результаты экспериментов по определению влияния высоты рудного штабеля на плотность орошения и скорость фильтрации приведены на рис. 4.4.

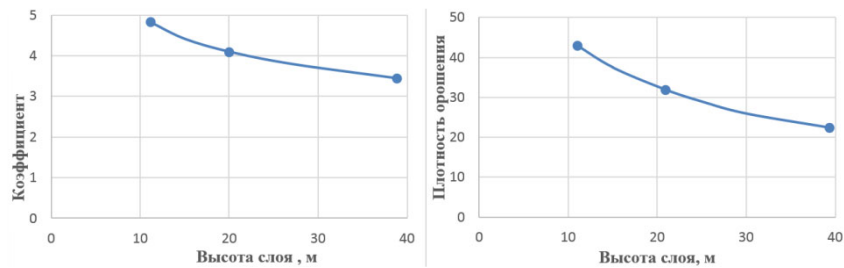


Рис. 4.4. Зависимости коэффициента фильтрации (10^{-4} см/с) и предельной плотности орошения ($л/м^2/ч$) от веса столба налегающей рудной массы

Анализ приведенных графиков показывает, что при изменении усилия сжатия в пределах, соответствующих изменению высоты штабеля от 1 до 80 м коэффициент фильтрации, уменьшается от $5,7 \times 10^{-4}$ до $2,1 \times 10^{-4}$ см/с, а предельная плотность орошения поверхности – от 5,0 до 1,8 $л/м^2$ в 1 час соответственно. Естественно, что такие изменения указанных параметров существенно влияют на движение растворов в многоярусном штабеле и эффективность выщелачивания полезного компонента. Таким образом, полученные данные свидетельствуют о том, что при орошении с максимальной плотностью (24 $л/м^2/ч$) штабеля из 8 ярусов нижележащие ярусы не смогут принять весь раствор, поэтому будет иметь место деформация потока. Это связано с тем, что поток выбирает путь наименьшего сопротивления, поэтому только его часть будет поступать в нижележащие ярусы в вертикальной плоскости, а часть будет растекаться в горизонтальной плоскости.

Теоретически показатель сбалансированности режима орошения может быть определен по изменению вектора скорости потока, что иллюстрируется схемой (рис. 4.5).

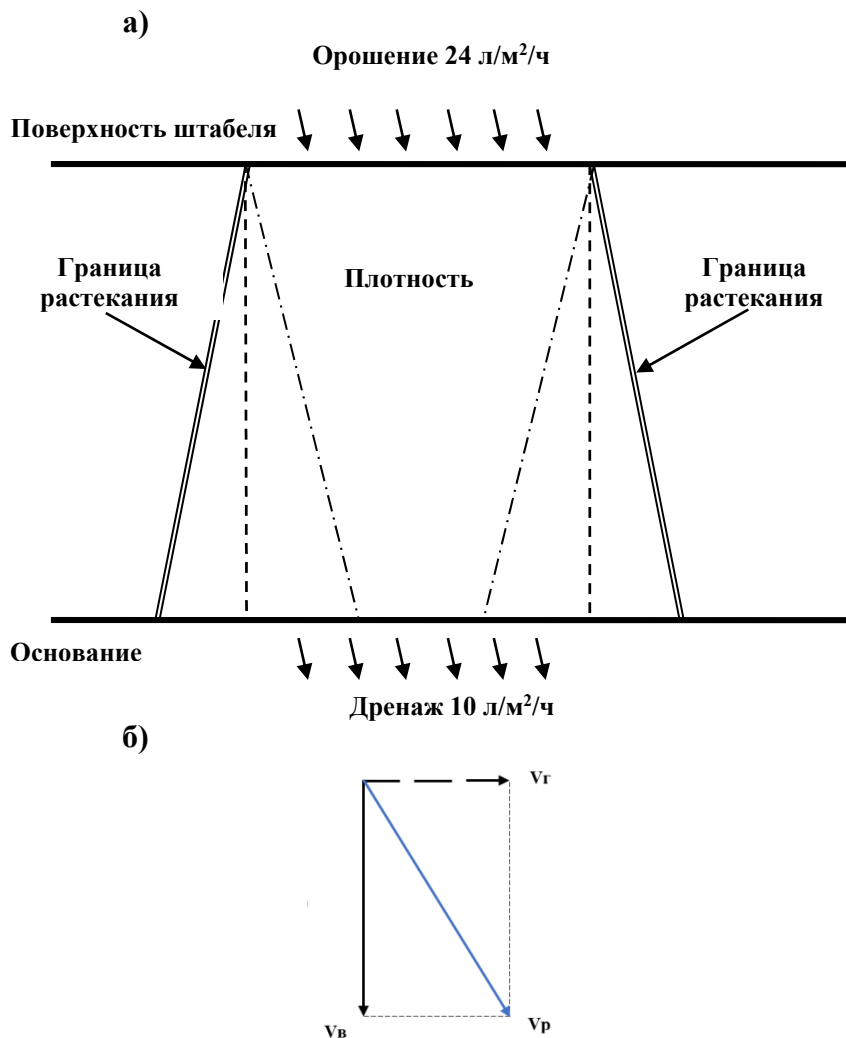


Рис. 4.5. Схема движения (а) и направление вектора скорости (б) потока раствора на орошаемом элементарном участке: V_v , V_r – скорость движения раствора в вертикальной и горизонтальной плоскости; V_p – результирующая скорость движения раствора

Максимальная плотность орошения верхнего яруса, как это установлено практикой, составляет 24 л/м в 1 час. С учетом графика рис. 4.4 определена пропускная способность нижележащих ярусов, которая составила (сверху вниз):

- для 1-го яруса – 24 л/м² в час (100%);
- для 2-го яруса – 20 л/м в час (84%);
- для 3-го яруса – 18,5 л/ м² в час (77%);
- для 4-го яруса – 16,8 л/ м² в час (71%);
- для 5-го яруса – 14,9 л/ м² в час (61%);
- для 6-го яруса – 13,4 л/м в час (56%);
- для 7-го яруса – 11,5 л/м в час (48%);
- для 8-го яруса – 10 л/ м² в час (42%).

Графическая иллюстрация пропускной способности ярусов штабеля высотой 80 м приведена на рис.4.6.

Анализ расчетных данных показывает, что плотность потока уменьшается сверху вниз (рис. 4.5, а) пропорционально уменьшению пропускной способности горной массы в ярусе. В результате по мере увеличения мощности обрабатываемой рудной массы часть раствора не успевает фильтроваться вертикально из-за роста сопротивления его движению. Поэтому эта часть раствора фильтруется в горизонтальной плоскости по линии наименьшего сопротивления, которая находится на границе орошаемого участка. В результате общий вектор движения потока отклоняется от вертикали (рис.4.5, б).

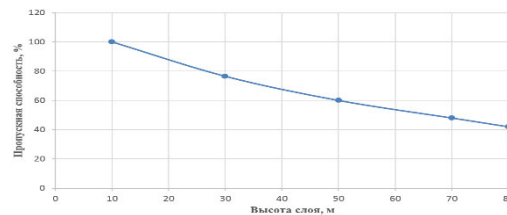


Рис. 4.6. Зависимость пропускной способности ярусов в многоярусном штабеле от высоты выщелачиваемого слоя (Пор=24 л/м²/ч)

Показатель сбалансированности режима орошения при подаче на поверхность штабеля из 8 ярусов максимальной (по условию фильтрации) плотности потока составит

$$P_{сб} = \frac{Q_{др}}{Q_{ор}} = \frac{10}{24} = 0,42$$

Показатель сбалансированности режима орошения в идеальном случае будет равен единице при условии, что $Q_{ор} = Q_{др}$. Это достигается уменьшением плотности орошения поверхности штабеля, что повышает степень использования потенциальных возможностей раствора, но снижает интенсивность выщелачивания полезного компонента.

Таким образом, в саморегулирующей системе «орошение-фильтрация-дренаж» саморегулирование движущегося потока проявляется через реакцию системы на изменение фильтрационных свойств рудной массы в штабеле. Такое саморегулирование движения потока в многоярусном рудном штабеле происходит в результате изменения пропускной способности штабеля при увеличении мощности орошаемого слоя. Поэтому поток раствора неизбежно будет распределяться пропорционально коэффициенту фильтрации, что при максимальной для верхнего яруса плотности орошения приведет к растеканию раствора внутри штабеля и будет иметь как положительные, так и отрицательные последствия.

4.2. Взаимосвязь гидравлических и геомеханических параметров при кучном выщелачивании из многоярусных штабелей

Эффективность кучного выщелачивания из многоярусных штабелей в значительной мере связана с проницаемостью рудной массы при орошении рабочими растворами. Этот показатель может быть охарактеризован как скоростью фильтрации, так и предельной плотностью потока рабочего раствора, проходящего через слой выщелачиваемой рудной массы. При этом проницаемость слоя рудной массы, представленной измельченной породой, определяется таким параметром, как пористость сформированного массива, которая в свою очередь при прочих равных находится в прямой зависимости со сжимающей нагрузкой от веса налегающей руды.

Укладка в штабель руды с высоким содержанием мелочи может сопровождаться естественной сегрегацией рудного материала, которая приводит к концентрации мелочи в верхней части яруса, а крупных кусков – у его основания. Кроме того, при планировке поверхности яруса перед укладкой трубопроводов орошения происходит дополнительная сегрегация материала из-за проникновения мелочи между крупными кусками руды. В конечном итоге отдельные зоны яруса могут иметь разную проницаемость. При этом через зоны с крупным материалом, имеющим более высокую проницаемость, рабочий раствор будет протекать свободнее, а через зоны с большим количеством мелочи и относительно низкой проницаемостью протекание раствора будет затруднено. Кроме того, по мере увеличения высоты штабеля на его нижние слои передается дополнительная нагрузка от

веса верхних слоев, что уплотняет рудную массу, уменьшая пористость образованного массива и, соответственно, его проницаемость для раствора. Следовательно, эффективность выщелачивания будет определяться удельной плотностью потока фильтрующегося раствора, которая неизбежно будет уменьшаться с увеличением высоты штабеля.

Под удельной плотностью потока раствора понимается количество раствора, проходящего за определенное время через единицу площади рассматриваемого слоя рудной массы в штабеле. Этому термину на практике соответствует термин «Плотность орошения», измеряемая в л/м в час.

На практике для уменьшения влияния высоты штабеля на проницаемость нижних слоев рудной массы применяется ее агломерация с помощью цемента, фактически принятое количество которого составляет 3 кг/т ее в зависимости от высоты штабеля, что не соответствует рекомендованным значениям (не менее 4 кг/т с увеличением до 5 кг/т при увеличении высоты штабеля до 80 м). Продолжительность агломерации составляет около 100 часов (4 суток). Графики изменения проницаемости штабеля в зависимости от количества добавляемого цемента приведены на рис. 4.7 и 4.8.

Таким образом, при движении раствора через многоярусный рудный штабель основным фактором, на практике определяющим фильтрационные характеристики уложенной рудной массы при неизменном качестве агломерации руды, является степень уплотнения нижних слоев вышележащими слоями, т.е. высота многоярусного штабеля. От этого же параметра зависит и устойчивость штабеля. Следовательно, параметром, объединяющим гидравлические и геомеханические характеристики сформированного штабеля при кучном выщелачивании, является высота выщелачиваемого слоя.

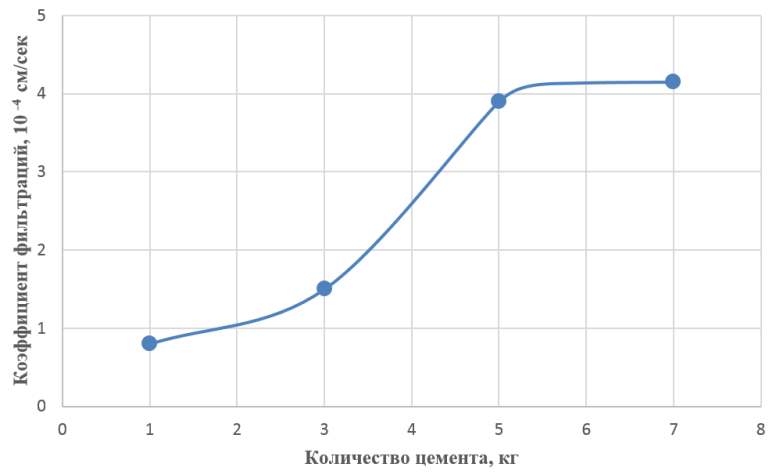


Рис. 4.7. График зависимости коэффициента фильтрации от количества добавляемого цемента

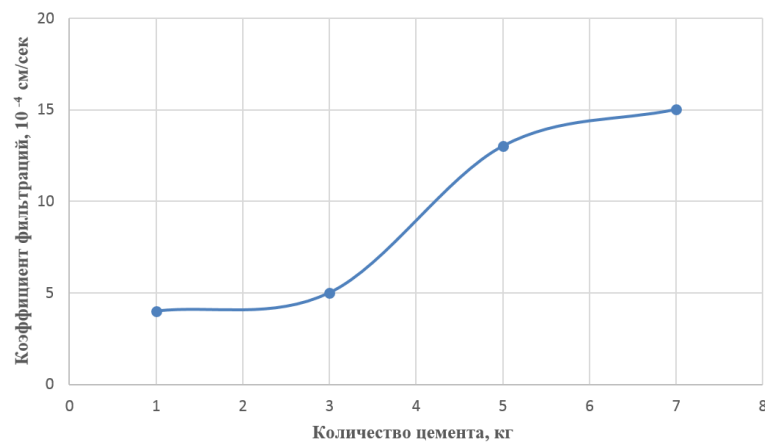


Рис. 4.8. График зависимости плотности орошения от количества добавляемого цемента

Для подтверждения результатов лабораторных исследований проницаемости рудной массы при изменении сжимающих нагрузок в сформированном штабеле было пробурено 4 скважины диаметром 100 мм, из которых через каждые 10 м (высота одного яруса) отбирались пробы, определялся коэффициент фильтрации и максимальная плотность орошения. Результаты натурных исследований показывают следующее:

1. Значения коэффициента фильтрации и соответствующей ему плотности орошения, полученные в реальных условиях, достаточно близки к полученным в лабораторных условиях. Так, например, в реальных условиях при высоте штабеля 10 м коэффициент фильтрации составляет $4,8 \cdot 10^{-4}$ см/с, а в лабораторных – $5,8 \cdot 10^{-4}$ см/с (расхождение 21%). При высоте штабеля 40 м этот показатель равен соответственно $3,5 \cdot 10^{-4}$ см/с и $3,9 \cdot 10^{-4}$ см/с (расхождение 11%), а при высоте 80 м – $2,1 \cdot 10^{-4}$ см/с и $2,2 \cdot 10^{-4}$ см/с (расхождение менее 5%). Тем не менее, в расчетах следует ориентироваться на значения, полученные для реальных условий, как на «худший» вариант.

2. Увеличение высоты штабеля с 1-го до 8-го ярусов приводит к уменьшению коэффициента фильтрации в 1,4 раза, а максимальной плотности орошения с показателем сбалансированности режима фильтрации $P_{сб} = 1,0$ – в 1,9 раза.

Таким образом, полученные значения изменения проницаемости многоярусного штабеля позволяют сделать вывод о том, что в качестве основного параметра, характеризующего гидрогеомеханические условия процесса выщелачивания из многоярусного штабеля, может быть принята высота выщелачиваемого слоя, равная расстоянию по вертикали от поверхности орошения до основания штабеля. Он может быть принят в качестве обобщающего гидрогеомеханического параметра, позволяющего аналитически связать его с фильтрационными характеристиками сформированного массива и эффективностью процесса выщелачивания в целом.

4.3. Оценка фильтрационного режима в многоярусном штабеле

Изменение геомеханических параметров кучного выщелачивания из многоярусных штабелей рудной массы (высоты штабеля, условий агломерации, исходной влажности рудной массы) неизбежно влечет к изменению гидравлических параметров процесса выщелачивания (проницаемости уложенной рудной массы, плотности потока, распределения потока в штабеле). Перечисленные параметры в сочетании с известными закономерностями выщелачивания полезного компонента влияют на эффективность процесса и интенсивность его протекания. Оценим такое влияние.

Рассмотрим структуру распределения проницаемости многоярусного штабеля в откосной зоне и внутренней части штабеля, приняв в качестве критерия оценки плотность орошения, которая определяется для каждого яруса с учетом показателя сбалансированности режима орошения.

В откосной зоне изменение мощности столба рудной массы определяется углом откоса штабеля. Поэтому слои рудной массы, находящиеся под одинаковым воздействием от веса налегающей рудной массы, будут иметь одинаковые фильтрационные свойства, располагаясь параллельно откосу штабеля (рис. 4.9).

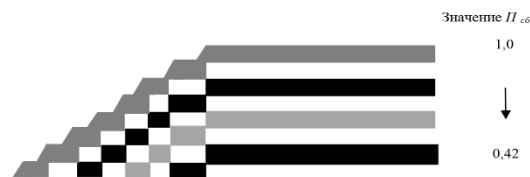


Рис. 4.9. Схема расположения слоев рудной массы с одинаковыми фильтрационными свойствами (закрашены одним цветом)

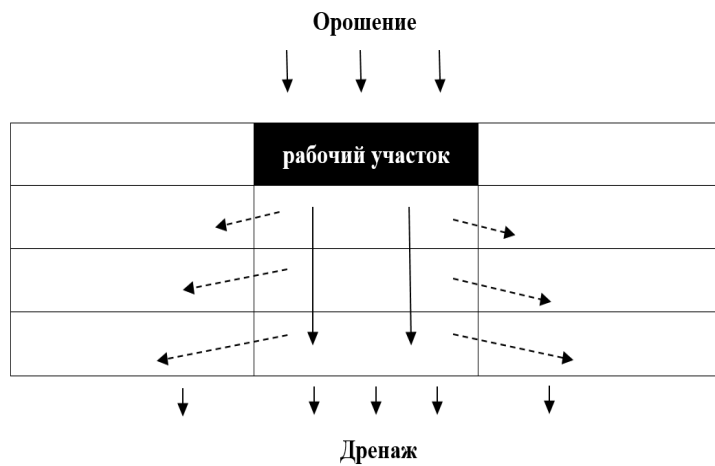


Рис. 4.10. Схема движения растворов при расположении рабочего участка в окружении нерабочих участков с одинаковой высотной отметкой поверхности (сплошные стрелки – вертикальное движение растворов, пунктирные стрелки – направление растекания растворов)

При орошении крайних к откосу участков штабеля следствием такого расположения слоев рудной массы с одинаковыми фильтрационными свойствами является движение части растворов вдоль откоса штабеля, если $P_{сб} < 1,0$.

При расположении орошаемых участков во внутренней части штабеля типичные ситуации представлены на рис. 4.10, 4.11.

При расположении рабочего участка в окружении нерабочих участков с одинаковой высотной отметкой поверхности (рис.4.11) часть растворов, которая превышает пропускную способность нижележащего яруса, растекается за пределы рабочего участка по горизонтали в нерабочие участки, расположенные на уровне рассматриваемого яруса.

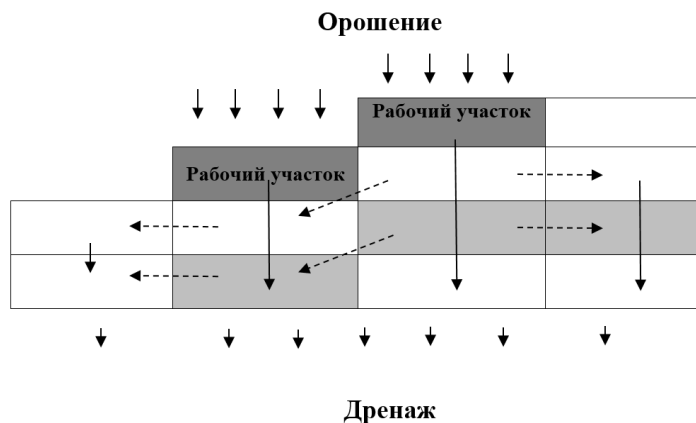


Рис. 4.11. Схема движения растворов при разной высотной отметке поверхности рабочих и нерабочих участков (сплошные стрелки – вертикальные движения растворов, пунктирные стрелки – направления растекания растворов)

При смежном расположении рабочих участков с разными высотными отметками (рис.4.12) происходит растекание растворов с участков, имеющих более высокую отметку поверхности, на участки с более низкой отметкой поверхности. В этом случае часть раствора растекается горизонтально по участкам одного яруса, на которых проницаемость равна либо выше проницаемости рабочего участка.

Таким образом, проведенный анализ возможного движения растворов при условии, что $P_{с61} > P_{с62} > P_{с63}$ и так далее (цифрами указан порядковый номер сверху вниз яруса, для которого рассчитывается показатель сбалансированности режима орошения), подтверждает перераспределение потока растворов не только между рабочими и нерабочими участками, но и между рабочими участками с разными высотными отметками поверхности орошения. В последнем

случае показатель сбалансированности режима орошения может быть больше единицы $P_{сб} > 1,0$. Это означает, что растекание раствора из рассматриваемого рабочего участка меньше количества раствора, попадающего в него из соседнего рабочего участка. При этом может происходить как разубоживание, так и обогащение продуктивного раствора, дренирующего из участка штабеля, имеющего более низкую высотную отметку поверхности.

Оценим количество раствора, фильтрующегося через орошаемый участок при увеличении высоты штабеля с 10 (1 ярус) до 80 м (8 ярусов). При этом в качестве оценки примем отношение количества раствора, подаваемого на поверхность орошаемого участка, к количеству рудной массы в одном ярусе орошаемого участка Ж:Т (где Ж – количество раствора, м; Т – количество рудной массы, т). Предварительно установим, что для достижения проектного коэффициента извлечения Ж:Т=8, а для извлечения 80% от проектного коэффициента значения Ж:Т=2. При этом на верхнем ярусе штабеля для получения проектного коэффициента извлечения Ж:Т=8.

Таким образом, каждый последовательно отсыпаемый и орошаемый ярус вплоть до предпоследнего яруса будет получать первоначальную порцию раствора, соответствующую соотношению Ж:Т=2, а последний ярус соотношению Ж:Т=8. При этом по мере увеличения количества ярусов нижележащие ярусы будут получать дополнительные порции раствора, величина которых зависит от показателя сбалансированности режима орошения. Соответственно будет изменяться величина Ж:Т. Следовательно, суммарная величина порций раствора, фильтрующегося через ярусы штабеля, будет последовательно увеличиваться сверху вниз пропорционально плотности орошения и проницаемости каждого яруса.

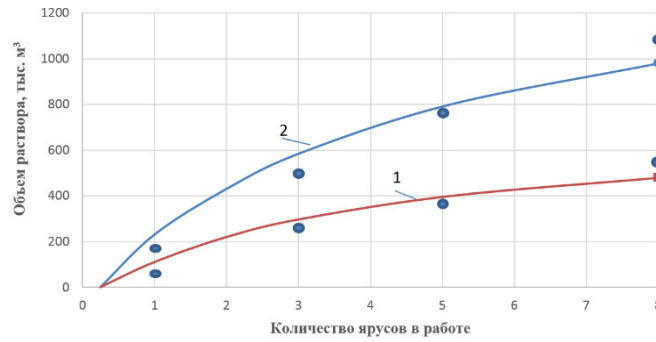


Рис. 4.12. Количество растекающихся растворов с орошаемого участка размером 85х900 при разном количестве ярусов в работе: 1, 2 - соответственно при плотности орошения 24 и 18 л/м/ч

В табл. 4.1-4.3 представлены результаты расчетов величины Ж:Т для каждого из 8-ми ярусов штабеля. В расчетах использован показатель сбалансированности режима орошения для максимально возможной плотности орошения верхнего яруса (24 л/м²/ч), а также для плотности орошения 18, 14 и 10 л/м/ч.

Таблица 4.1

Результаты расчета соотношения Ж:Т для 8-ярусного штабеля ($\Pi_{ор} = 24 \text{ л/м}^2/\text{ч}$)

Ярусы	Значение Ж:Т									Значение $\Pi_{сб}$
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1										
8								8		1,0
7							2	8,4		0,84
6						2	3,4	10,8		0,77
5					2	3,4	4,6	14,0		0,70
4				2	3,4	4,6	6,4	17,4		0,62
3			2	3,4	4,6	6,4	8,4	21,3		0,56
2		2	3,4	4,6	6,4	8,4	9,6	19,2		0,48
1	2	3,4	4,6	6,4	8,4	9,6	11,2	22,7		0,42

Таблица 4.2

Результаты расчета соотношения Ж:Т для 8-ярусного штабеля ($P_{ор} = 18 \text{ л/м}^2/\text{ч}$)

Ярусы	Значение Ж:Т									Значение $P_{сб}$
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1										10
8									8	1,0
7								2	10	1,0
6						2	4	18		1,0
5					2	4	6	18,6		0,93
4				2	4	6	7,4	23,2		0,83
3			2	4	6	7,4	8,3	28,1		0,74
2		2	4	6	7,4	8,3	9,6	34,6		0,64
1	2	4	6	7,4	8,3	9,6	11,2	22,7		0,56

Таблица 4.3

Результаты расчета соотношения Ж:Т для 8-ярусного штабеля ($P_{ор} = 10 \text{ л/м}^2/\text{ч}$)

Ярусы	Значение Ж:Т									Значение $P_{сб}$
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
8									8	1,0
7								2	10	1,0
6						2	4	14		1,0
5					2	4	6	20		1,0
4				2	4	6	8	28		1,0
3			2	4	6	8	10	38		1,0
2		2	4	6	8	10	12	40		1,0
1	2	4	6	8	10	12	14	54		1,0

В табл. 4.1-4.3 приведены относительные значения Ж:Т, которые рассчитаны по отношению к Ж:Т верхнего яруса на каждом этапе увеличения высоты штабеля на один ярус. Эти значения показывают, что при получении орошаемым ярусом

определенной порции раствора нижележащие ярусы получат уменьшенное его количество. Поэтому за одно и то же время Ж:Т орошаемого яруса будет больше Ж:Т нижележащих ярусов (см. табл.4.1). Это утверждение справедливо при $<1,0$. При $P_{с6}=1,0$ все ярусы наберут одинаковое отношение Ж:Т одновременно. Однако фильтрационный режим в этом случае на верхних и нижних ярусах будет различен, поэтому следует ожидать разных результатов выщелачивания.

Например, при орошении штабеля из 5 ярусов верхний ярус на первом этапе выщелачивания получит порцию раствора, соответствующую отношению Ж:Т=2, а нижний – за время орошения всех 5 ярусов Ж:Т=8,4 (см. табл.4.1) вместо Ж:Т=10. Такое несоответствие связано с тем, что порция раствора, соответствующая отношению Ж:Т=10-8,4=1,6, растеклась за пределы орошаемого участка. Эта растекшаяся порция породы фильтровалась по соседним участкам штабеля, повышая в них соотношение Ж:Т и обеспечивая в целом для штабеля показатель сбалансированности режима орошения =1,0.

Рудная масса в штабеле имеет первоначальную влажность 6%, а отдача раствора происходит при увеличении влажности до 12-13%. Следовательно, часть раствора «зависнет» в штабеле на весь период орошения обрабатываемого участка, что должно быть учтено при составлении баланса растворов. Кроме того, при значительном перерыве в орошении участков происходит испарение воды из штабеля с высыханием рудной массы, чему способствует дренажная система в основании штабеля, играющая в этом случае роль вентиляционных каналов, что в условиях низкой влажности и высокой температуры атмосферного воздуха интенсифицирует процесс испарения.

Таким образом, рабочие растворы расходуются на выщелачивание компонента из рудной массы орошаемого участка, растекание за пределы орошаемого участка, «зависание» в рудной массе и испарение. Оценим количество раствора, растекающегося за пределы участка и «зависающего» в рудной массе до начала поступления в дренажную сеть. Расчеты выполнены для орошаемого участка шириной 85 м и длиной, равной ширине верхнего яруса при разном количестве ярусов и разной плотности орошения (рис. 4.12, 4.13).

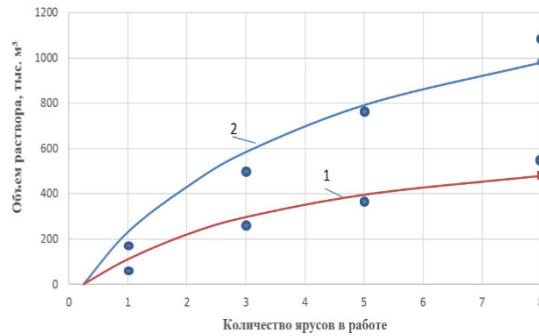


Рис. 4.13. Зависимость объема «зависшего» раствора от количества ярусов в работе при исходной влажности рудной массы 1 (1) и 6% (2)

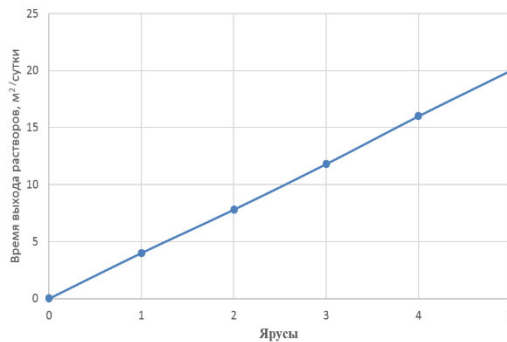


Рис. 4.14. График зависимости времени вывода раствора от количества ярусов в штабеле

Время насыщения массива до уровня, когда начинается истечение раствора в дренажную сеть, для одной ячейки размером 85х50х10м при исходной влажности 7% составляет около 30 ч.

Анализ данных, приведенных в табл. 4.4, показывает, что время выхода растворов после орошения зависит от количества ярусов в штабеле (рис. 4.14). Кроме того, дебаланс между количеством подаваемых и дренируемых растворов (табл. 4.4) свидетельствует о том, что часть растворов «зависает в штабеле», а часть растекается за пределы орошаемого участка.

Таким образом, полученные зависимости изменения проницаемости штабеля от количества ярусов в работе в сочетании с установленным распределением потока на растекание, «зависание» в штабеле и выход продуктивных растворов позволяют обоснованно выбрать параметры фильтрационного режима движения растворов в системе «орошение-фильтрация-дренаж».

Таблица 4.4

Режим движения растворов в системе «орошение-фильтрация-дренаж»

Время подачи растворов, сутки	Объем подаваемых растворов, м ³ /ч	Объем выходящих растворов, м ³ /ч				
		1 ярус	2 ярус	3 ярус	4 ярус	5 ярус
1	2	3	4	5	6	7
1	80	10	10	10	10	10
2	80	15	10	10	10	10
3	160	75	15	10	10	10
4	160	85	15	15	10	15

Продолжение таб. 4.4

1	2	3	4	5	6	7
5	160	131	15	15	10	20
6	200	140	50	10	15	20
7	200	150	100	10	12	20
8	240	180	130	15	12	15
9	240	190	150	15	20	15
10	280	210	150	15	39	15
11	280	230	174	50	50	14
12	300	250	175	100	50	15
13	300	270	173	130	40	15
14	300	300	151	150	50	20
15	320	320	200	150	100	10
16	320	300	223	174	100	10
17	320	320	250	175	150	10
18	360	300	250	173	160	75
19	360	320	250	151	200	110
20	360	360	250	200	200	140
21	420	370	270	223	285	130
22	420	360	275	250	300	110
23	420	395	305	250	200	165
24	450	412	318	250	200	200
25	480	416	350	250	300	240
26	480	430	330	270	300	241
27	480	450	335	275	330	240
28	520	460	370	305	400	280
29	520	480	430	318	356	300

4.4. Оценка кинетики циклического выщелачивания из многоярусных штабелей

Кучное выщелачивание из многоярусных штабелей представляет собой циклический процесс, на протяжении которого слой рудной массы подвергается периодическому воздействию рабочих растворов, происходящему по мере отсыпки и включения в работу очередного яруса.

Известные исследования кинетики выщелачивания золота из забалансовой руды карьера Мурунтау показали, что степень извлечения из руды и переход золота в раствор неравномерны во времени. Так, требуемое извлечение золота достигается при отношении объема прокаченного через руду выщелачивающего раствора к массе руды $Ж:Т=4,0\div 8,0$ в зависимости от содержания и особенностей минералогического состава руды. При этом продолжительность цикла выщелачивания составляет 270 суток и более. Однако на первом этапе выщелачивания продолжительностью 65-70 суток (соотношение $Ж:Т=1,0$) в раствор переходит до 80% извлекаемого золота, а для извлечения еще 15-20% золота требуется в три раза больше раствора, на что затрачивается соответственно в три раза больше времени. Примеры изменения коэффициента извлечения золота во времени для реального содержания в руде приведены на рис. 4.15.

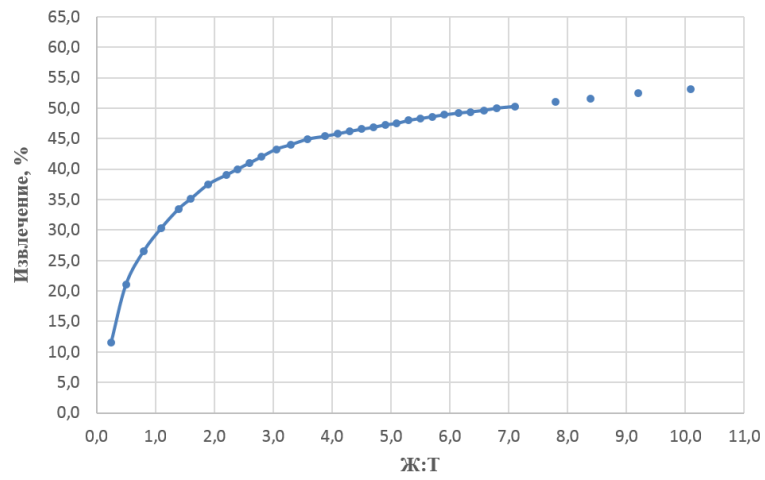


Рис. 4.15. Изменение коэффициента извлечения золота в зависимости от соотношения Ж:Т при содержании в руде 1,0 г/т

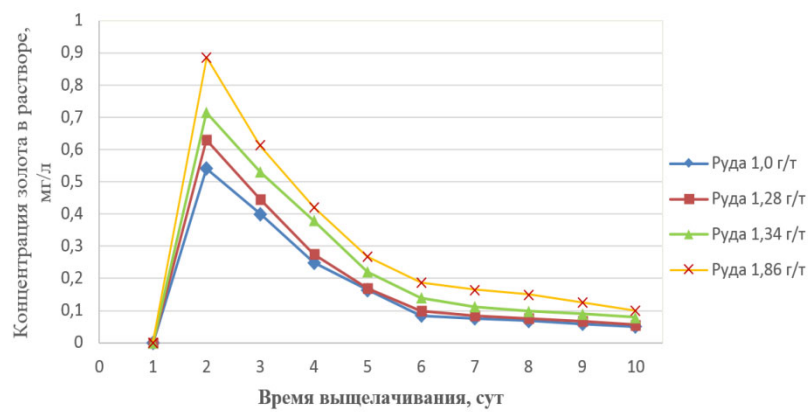


Рис. 4.16. Изменение содержания в продуктивных растворах в зависимости от продолжительности выщелачивания (соотношение Ж:Т = 1,0 соответствует 4 суткам выщелачивания)

Характерную форму имеет и кривая изменения во времени концентрации золота в растворе (рис. 4.16), которая на первом этапе выщелачивания быстро растет и при $Ж/Т=1,0$ достигает максимального значения, затем начинает достаточно резко снижаться, стабилизируясь после достижения соотношения $Ж/Т=1,5-2,0$ на уровне 20-25% от максимальной величины. Указанная особенность кинетики выщелачивания золота может быть объяснена вещественно-минералогическим составом руды, а также распределением золота по фракциям крупности.

Анализ изменения содержания золота в растворе при выщелачивании показывает, что условно можно выделить три фазы, различающиеся кинетикой процесса:

- фаза I с интенсивным, сначала, увеличением, а затем снижением содержания в растворе;
- фаза II с постепенным выполаживанием кривой изменения содержания;
- фаза III с переходом кривой изменения содержания в монотонно убывающую прямую линию.

На рис. 4.17 фазе I соответствует соотношение $Ж:Т=1$, фазе II – $Ж:Т=1,5$ и фазе III – $Ж:Т>1,5$. Границы фаз могут меняться в зависимости от конкретных условий выщелачивания.

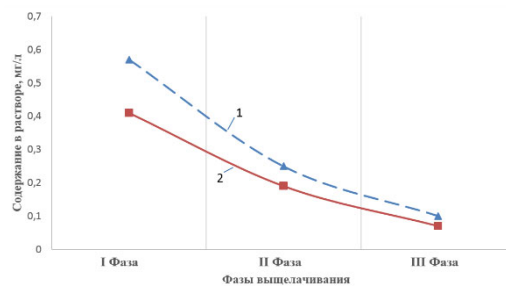


Рис. 4.17. Изменение максимального (1) и среднего (2) содержания в продуктивных растворах на разных фазах выщелачивания (содержание в руде 1 г/т)

Изменение содержания в растворе на разных фазах выщелачивания приведено на рис. 4.17, а зависимость среднего содержания в растворах от содержания в исходной руде на разных фазах процесса выщелачивания на рис.4.18

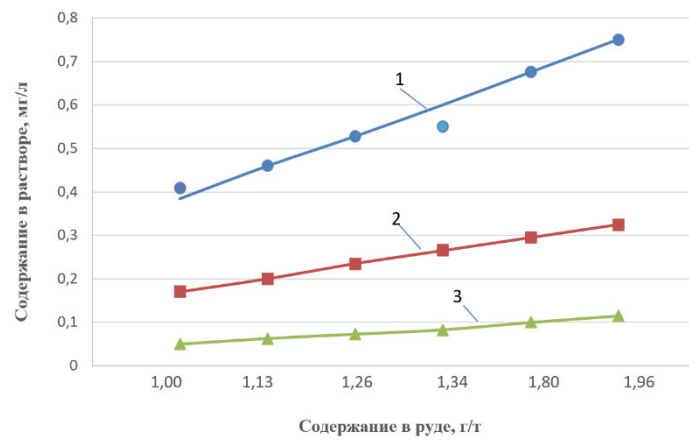


Рис. 4.18. Зависимость среднего содержания в продуктивных растворах на I (1), II (2) и III (3) фазах выщелачивания от содержания в руде

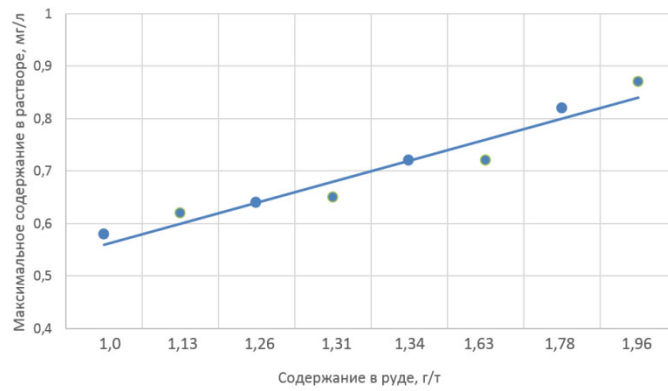


Рис. 4.19. Зависимость максимального содержания в растворе от содержания в руде

Данные, представленные графически на рис. 4.17, 4.18 и 4.19, могут быть использованы для выполнения прогнозных расчетов при планировании. Такой характер изменения во времени коэффициента извлечения и содержания в продуктивном растворе объясняется тем, что при измельчении рудной массы с точки зрения доступа выщелачивающего раствора золото подразделяется на три примерно одинаковые группы: практически полностью освобожденное от породы, частично освобожденное от породы и находящееся внутри частиц породы. На первом этапе выщелачивания происходит сравнительно быстрое растворение золота из первой группы. Затем кривая извлечения выполаживается, а содержание золота в растворе резко снижается, поскольку в процессе выщелачивания практически участвует только золото второй группы, частично прикрытое породой, поэтому скорость его растворения существенно уменьшается. На этапе стабилизации продолжается растворение остатков золота второй группы, доступ раствора к которому затруднен. Наряду с этим в результате диффузии происходит незначительное извлечение золота третьей группы, находящегося внутри частиц породы. Все это приводит к тому, что по мере увеличения извлечения золота степень использования потенциальных возможностей раствора уменьшается, поскольку концентрация золота в нем снижается и достигает предела, ниже которого опускаться экономически невыгодно.

Зависимость (рис. 4.19) максимального содержания в растворе от содержания в руде описывается выражением

$$C_{\text{раст}} = 0,47 C_{\text{руда}}$$

Анализ графиков (рис. 4.15) показывает, что при соотношении Ж:Т>6 график извлечения приобретает

прямолинейную форму, прирост извлечения с увеличением соотношения Ж:Т исчисляется долями процента, а коэффициент извлечения практически выходит на проектное значение. Поэтому для дальнейшего анализа в качестве максимального значения принято Ж:Т=6.

Для повышения степени использования потенциальных возможностей выщелачивающих растворов и сокращения затрат на сооружение штабеля было обосновано применение технологии кучного выщелачивания из многоярусного штабеля руды. Такой подход к повышению эффективности кучного выщелачивания имеет ряд экономических и технологических преимуществ перед одноярусным штабелем. При этом изменяется сама концепция выщелачивания. Сущность подхода заключается в том, что выщелачивание золота из руды до требуемой степени извлечения осуществляется этапами. На первом этапе достигается тот уровень извлечения, которому соответствует минимально допустимая концентрация золота в растворе, т.е. около 80-85% от общего количества извлекаемого золота. Затем орошение этого участка штабеля прекращается, на нем формируется второй ярус, а оставшееся золото из первого яруса доизвлекается одновременно с извлечением золота из нового яруса. При этом достигается повышение полезной работы раствора, так как при его фильтрации через руду увеличивается количество золота, последовательно переходящего в раствор из нескольких ярусов. Однако с увеличением количества ярусов растет высота штабеля при одновременном снижении проницаемости рудной массы в нижних ярусах, что приводит к противоречию в стремлении увеличить использование потенциальных возможностей раствора и интенсивностью получения золота.

К недостаткам многоярусного штабеля руды также можно отнести повышенное количество золотосодержащего раствора, находящегося внутри штабеля, что увеличивает количество золота в незавершенном производстве и снижает интенсивность его извлечения.

Анализ данных по кинетике выщелачивания из многоярусных штабелей (рис. 4.20) показывает, что время до начала эффективной стадии процесса выщелачивания находится в прямой зависимости от количества ярусов в штабеле. Так, например, рост содержания золота в растворе для 1-го яруса начинается через 7 дней, 3-х ярусов через 18 дней и 5 ярусов через 38 дней. При этом для руды одинакового качества содержание в растворе при установившемся режиме выщелачивания уменьшается с увеличением количества ярусов в штабеле. Так, например, при одном ярусе это содержание равно 0,75 мг/л, при трех 0,65 мг/л и при пяти 0,5 мг/л.

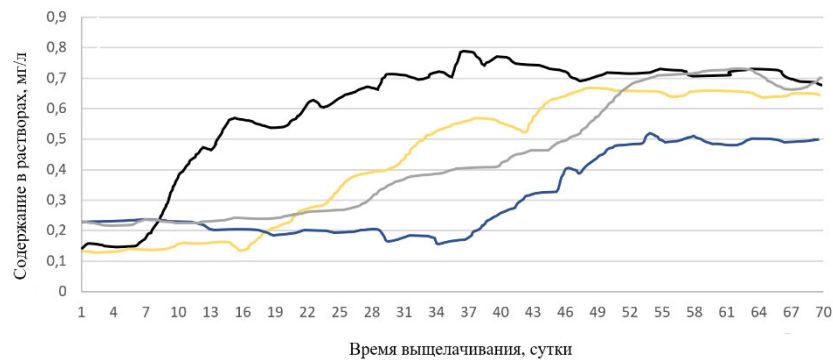


Рис. 4.20. Изменение во времени содержания золота в растворе при разном количестве ярусов в штабеле

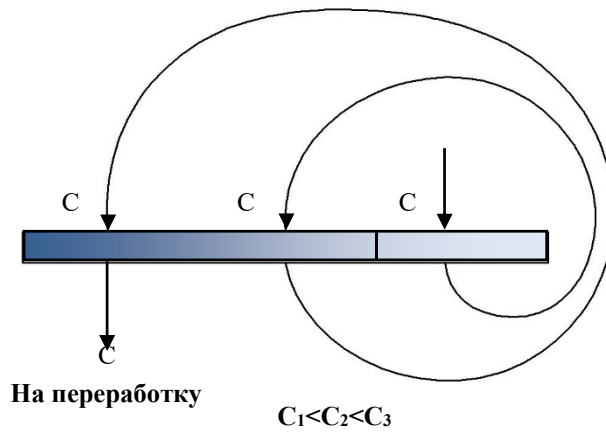


Рис. 4.21. Схема выщелачивания рабочими растворами с последовательно увеличивающимся содержанием золота C_1 C_2 C_3 и C_4 – содержание в рабочих и продуктивном растворе

Анализ принятой схемы выщелачивания рабочими растворами с последовательно увеличивающимся содержанием золота (рис. 4.21) показывает, что содержание в продуктивном растворе увеличивается пропорционально содержанию в исходном растворе (табл. 4.5, рис. 4.22, 4.23)

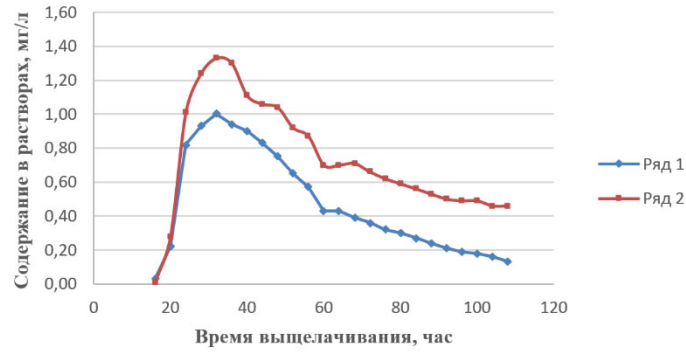


Рис. 4.22. Кинетика выщелачивания рабочими растворами с разным содержанием золота

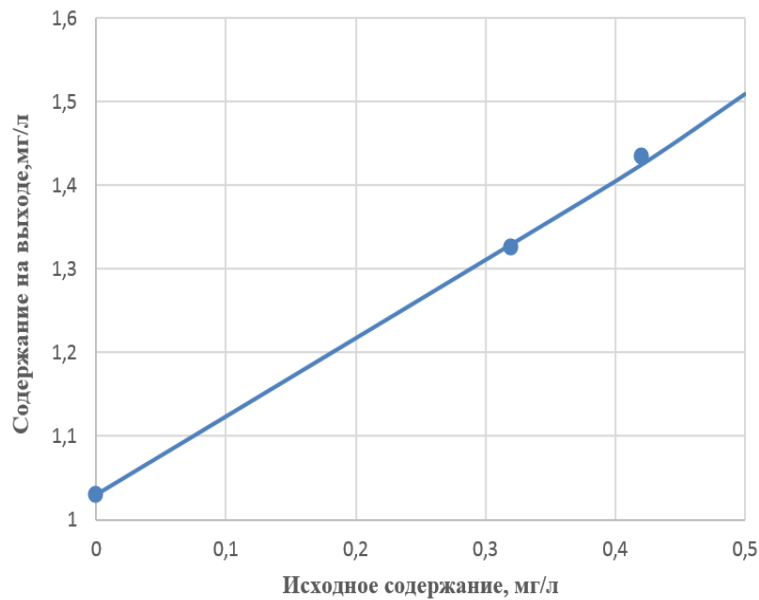


Рис. 4.23. Зависимость содержания в продуктивном растворе от содержания в рабочем растворе

При одном ярусе продолжительность выхода раствора с пониженным содержанием составляет 10 суток, при трех – 31 сутки и при пяти – 50 суток (рис.4.24). Такая ситуация объясняется тем, что рабочий раствор с богатым содержанием вытесняет из первого пространства штабеля «зависшие» растворы с низким содержанием, которые образовались при окончании предыдущего цикла выщелачивания. Поэтому с увеличением высоты штабеля эффективность выщелачивания будет неизбежно падать, поскольку до 20-30% золота на период более 1,5-2,0 месяца «зависнет» в штабеле.

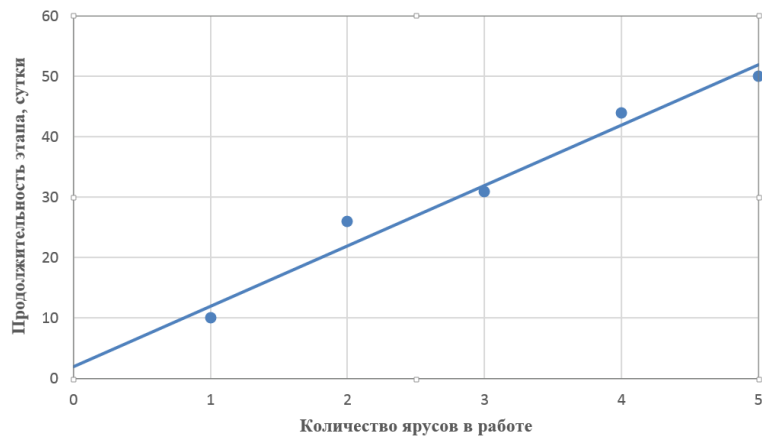


Рис. 4.24. Зависимость продолжительности выхода раствора с пониженным содержанием от количества ярусов в работе

Таблица 4.5

Результаты выщелачивания рабочими растворами с разным исходным содержанием золота

Продолжительность выщелачивания, час	$C_1=0,01$	$C_2=0,33$	$C_3=0,42$
1	2	3	4
16	0,03	0,01	0,01
20	0,22	0,28	0,35
24	0,82	1,01	1,09
28	0,93	1,24	1,34
32	1,00	1,33	1,40
36	0,94	1,30	1,36
40	0,90	1,11	1,25
44	0,83	1,06	1,16
48	0,75	1,04	1,10
52	0,65	0,92	1,04

Продолжение таб. 4.5

1	2	3	4
56	0,57	0,87	0,90
60	0,43	0,70	0,84
64	0,43	0,70	0,82
68	0,39	0,71	0,80
72	0,36	0,66	0,79
76	0,32	0,62	0,73
80	0,30	0,59	0,67
84	0,27	0,56	0,62
88	0,24	0,53	0,61
92	0,21	0,50	0,58
96	0,19	0,49	0,58
100	0,18	0,49	0,56
104	0,16	0,46	0,54
108	0,13	0,46	0,52

Таким образом, полученные результаты позволяют сделать вывод о том, что принятая в проекте технология кучного выщелачивания из многоярусных штабелей характеризуется снижением эффективности использования потенциальных возможностей рабочего раствора по мере увеличения высоты штабеля. При этом максимальное количество ярусов (8) не имеет достаточного обоснования, поскольку при их выборе в качестве критерия оценки были использованы капитальные затраты на сооружение подушки выщелачивания. Установлено, что при орошении рабочих участков рабочим раствором с последовательно увеличивающимся содержанием происходит снижение содержания в продуктивных растворах, продолжительность которого находится в прямой зависимости от количества ярусов в одновременной работе. В частности, при одновременной

работе пяти ярусов и более продолжительность выхода продуктивных растворов с пониженным содержанием (в 1,5-2,5 раза) составляет не менее 1,5-2 месяца. Такая задержка с получением продуктивного раствора требуемого качества должна быть учтена при планировании.

Полученные зависимости изменения кинетики выщелачивания могут быть использованы для обоснования рациональных параметров процесса и геометрических параметров рудного штабеля.

4.5. Определение рациональных гидрогеомеханических параметров многоярусного штабеля

Определение рациональных гидрогеомеханических параметров многоярусного штабеля базируется на представлении процесса кучного выщелачивания как саморегулирующей системы «орошение-фильтрация-дренаж», в которой гидравлические и геомеханические параметры взаимосвязаны между собой. Исходными данными для определения рациональных гидрогеомеханических параметров послужила оценка фильтрационного режима и кинетики циклического выщелачивания из многоярусных штабелей.

Полученные зависимости изменения проницаемости штабеля от количества ярусов в работе с учетом распределения потока на растекание, «зависание» в штабеле и выход продуктивных растворов, а также установленные закономерности кинетики растворения золота в зависимости от качественно-количественных характеристик раствора позволяют обоснованно выбрать параметры фильтрационного режима движения растворов в системе «орошение-фильтрация-дренаж».

Полученные значения изменения проницаемости многоярусного штабеля с увеличением его высоты позволяют сделать вывод о том, что в качестве основного параметра, характеризующего гидрогеомеханические условия процесса выщелачивания из многоярусного штабеля, может быть принята высота выщелачиваемого слоя. Этот параметр был принят в качестве обобщающего гидрогеомеханического параметра, позволяющего аналитически увязать его с фильтрационными характеристиками сформированного массива и эффективностью процесса выщелачивания в целом.

Рациональное значение выбранного основного гидрогеомеханического параметра многоярусного штабеля определено на основании материалов, изложенных в предыдущих разделах, на основании следующей методики.

1. Принимается цикличная технология выщелачивания с количеством циклов, равным количеству ярусов в штабеле.

2. Задается количество ярусов в штабеле.

3. Если отсыпанный и орошаемый ярус не является верхним ярусом штабеля, то для него устанавливается соотношение $Ж:Т=2$, обеспечивающее 80% проектного извлечения за первый для яруса цикл орошения.

4. Если отсыпанный ярус является верхним ярусом штабеля, то для него устанавливается соотношение $Ж:Т=6$, обеспечивающее ~100% проектного извлечения за первый для яруса цикл орошения.

5. Задается интенсивность (плотность) орошения, равная максимальной пропускной способности орошаемого яруса.

6. Для всех ярусов, находящихся в работе, определяется соотношение $Ж:Т$, соответствующее пропускной способности конкретного яруса с учетом растекания растворов.

7. Для каждого яруса, находящегося в работе, определяется интегральное соотношение $Ж:Т$, которое будет достигнуто за все циклы орошения, под воздействие которых попадает конкретный ярус.

8. Определяется удельное количество золота, приходящееся на 1 м^2 активной площади штабеля.

9. Определяется удельный выход золота, приходящийся на 1 м^2 активной площади штабеля, с учетом интегрального соотношения Ж:Т для каждого яруса.

10. Определяется суммарный удельный выход золота, приходящийся на 1 м^2 активной площади штабеля, для всего штабеля с заданным количеством ярусов.

11. Строятся графики зависимости суммарного удельного выхода золота, приходящегося на 1 м^2 активной площади штабеля, от количества ярусов в штабеле. Графики строятся для всего штабеля без учета и с учетом потерь раствора на растекание при расположении смежных рабочих участков с разными и одинаковыми высотными отметками.

12. По графикам определяется количество ярусов в штабеле, при котором суммарный удельный выход золота имеет максимальное или другое рациональное значение.

13. Для заданной высоты штабеля определяется время, необходимое для выщелачивания золота до проектного извлечения с учетом задержек на получение рабочего раствора с заданными характеристиками.

14. Определяется удельная интенсивность суммарного выхода золота из штабеля заданной высоты, равная отношению суммарного удельного выхода золота ко времени выщелачивания.

15. Строятся графики зависимости удельной интенсивности суммарного выхода золота из штабеля заданной высоты от количества ярусов в штабеле. Графики строятся для всего штабеля без учета и с учетом потерь раствора на растекание при расположении смежных рабочих участков с разными и одинаковыми высотными отметками. Результаты расчетов, выполненные в соответствии с предложенной методикой для штабеля из 5 ярусов, представлены в табл. 4.6 и графически на рис. 4.25 и 4.26.

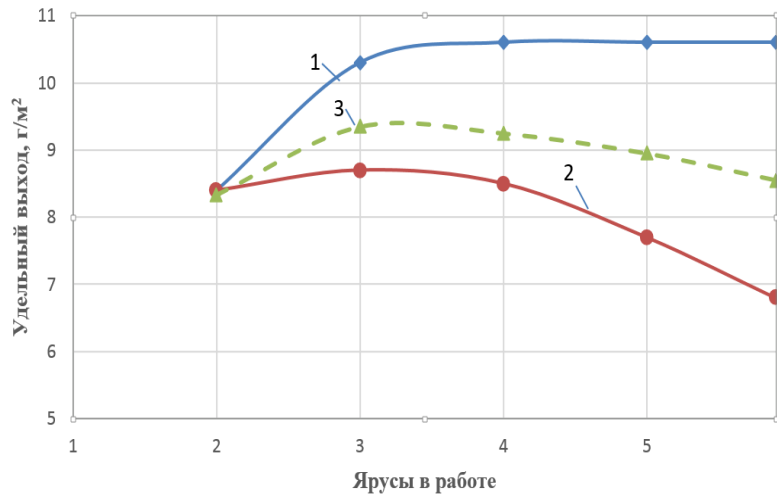


Рис. 4.25. Зависимость удельного выхода золота от количества ярусов в работе без учета (1) и с учетом потерь при расположении участков на одном (2) и разном (3) уровнях

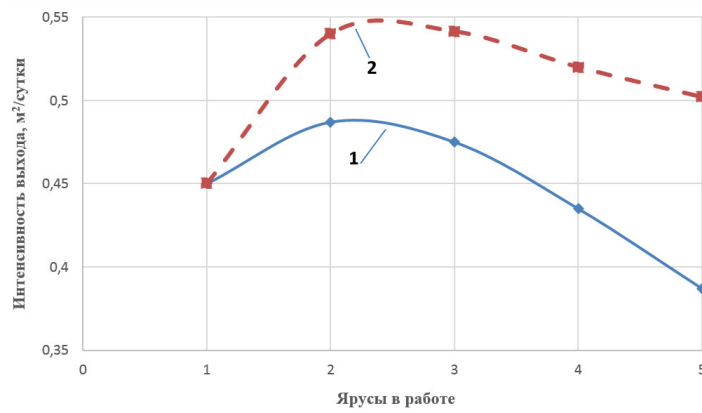


Рис. 4.26. Зависимость интенсивности выхода золота (г/м² в сутки) от количества ярусов в работе с учетом (1) и без учета (2) потерь при расположении участков на разных уровнях

Таблица 4.6

Результаты расчетов извлечения золота из 4-ярусного штабеля

Ярусы	Извлечение, %				Σ Ж:Т	Выход золота, г/м ²
	1 цикл	2 цикл	3 цикл	4 цикл		
4				48,0	6,0	8,4
3			38,5	+11,0	2 + 5 = 7,0	10,3
2		38,5	+11,0	+0,55	2+1,7 + 4,6 = 8,3	10,5
1	38,5	+11,0	+0,55	+0,50	2+1,7+1,4 + 4,2 = 9,3	10,6
итого	38,5	49,5	50,05	60,05	9,3	10,6

Анализ полученных данных показывает, что максимальный удельный выход золота и максимальная интенсивность удельного выхода золота обеспечиваются при 2-х и 3-ярусном штабеле независимо от потерь и расположения рабочих участков. В то же время следует отметить, что удельный выход золота и максимальная интенсивность удельного выхода золота при одноярусном и четырехъярусном штабеле имеют практически одинаковое значение. Отсюда можно сделать вывод о том, что в рассматриваемых условиях штабель должен иметь 2+4 яруса. При большем количестве ярусов интенсивность выщелачивания будет значительно снижена.

ГЛАВА 5

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МОДЕРНИЗАЦИЯ КОМПЛЕКСА С КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ ЗОЛОТА ИЗ МНОГОЯРУСНОГО ШТАБЕЛЯ

- 5.1. Общие положения**
- 5.2. Повышение технологической надежности погрузочно-транспортного звена**
- 5.3. Вовлечение в повторное выщелачивание непроработанной рудной массы в штабеле**
- 5.4. Управление интенсивностью выщелачивания в многоярусном штабеле**
- 5.5. Способ расширения фронта переработки продуктивных растворов кучного выщелачивания**
- 5.6. Эффективное использование площади штабеля руды при проведении процесса кучного выщелачивания золота**
- 5.7. Повышение качества рудного сырья на основе методов предварительного обогащения**

5.1. Общие положения

Технология кучного выщелачивания включает следующие взаимосвязанные процессы: разработку складов забалансовой руды, крупное дробление в передвижных дробилках, транспортирование конвейерами, трехстадийное дробление до класса крупности -6 меш, укладку дробленной руды в штабель, орошение уложенной руды цианистыми растворами, переработку полученных продуктивных растворов с получением сплава Доре. При этом в организации кучного выщелачивания можно выделить проявившиеся мешающие факторы, направленные на снижение выпуска золота:

1. Существенно изменилась сырьевая база с уменьшением содержания в перерабатываемой руде в 1,4 (2000-2010 г.) ÷ 1,2 (2010-2020 г.) раза.

2. Высокая степень износа горнотранспортного оборудования. Планировалась его практически полная замена, которая не была выполнена.

3. Увеличилась средняя высота штабеля с активными запасами рудной массы, что привело к дополнительному «зависанию» продуктивных растворов с ростом их потерь и разубоживания. Следствием такого изменения высоты выщелачивания штабеля является уменьшение интенсивности выхода продуктивных растворов в 1,2-1,3 раза.

4. Снижение содержания в руде в сочетании с ростом высоты штабеля и сопутствующее этому разубоживание продуктивных растворов привело к уменьшению концентрации золота в них с 1,45 до 0,62 мг/л (в 2,3 раза).

Анализ состояния сырьевой базы для кучного выщелачивания показал, что складские запасы не позволяют решить поставленную задачу по выпуску золота без:

- селективной отработки складов сегодня с ухудшением ситуации в будущем;

- гарантированной укладки в штабеля запланированных объемов руды;

- увеличения объема перерабатываемых растворов. Компенсация воздействия мешающих факторов осуществлена за счет технологической модернизации комплекса кучного выщелачивания, направленной на повышение его эффективности (рис. 5.1). Такая модернизация потребовала:

- дополнительного изучения складских запасов «брошенного» сырья в зоне 2, на обрабатываемых складах в зоне 7 и отработанной части штабеля;

- вовлечения в селективную отработку обогащенных участков складских запасов с созданием дополнительных погрузочных пунктов в зоне 2 и откосной зоне штабеля;

- увеличения пропускной способности перерабатывающих аппаратов для роста объема переработки продуктивных растворов.

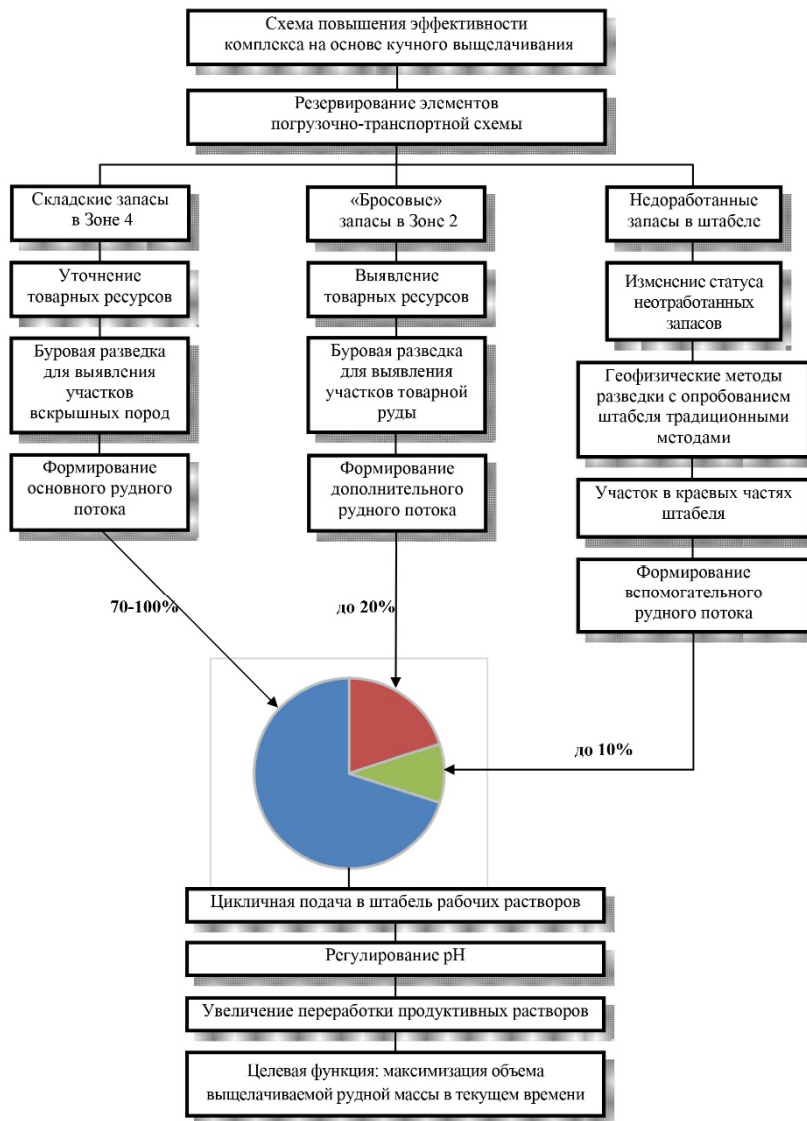


Рис. 5.1 Схема технологической модернизации комплекса кучного выщелачивания

5.2. Повышение технологической надежности погрузочно-транспортного звена

Основой сырьевой базы кучного выщелачивания являются складские запасы забалансовой руды карьера Мурунтау. В 2021 году из забалансовых складов рудника Мурунтау запланировано ведение добычных горных работ по горизонтам +486 - +496 метров с ведением горных работ в юго-восточном, восточном и северо-восточном направлениях. Эти запасы представлены забалансовой рудой склада «7ц» (рис. 5.2).

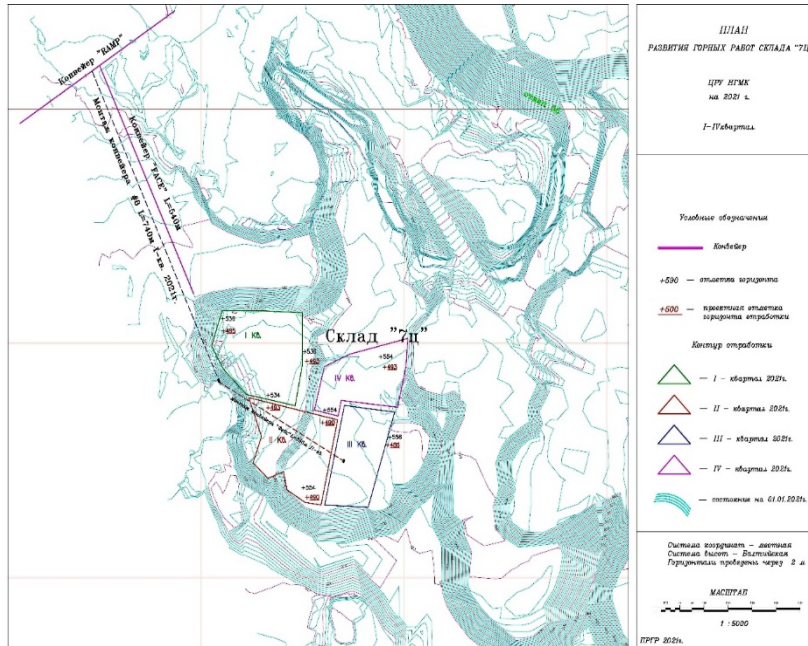


Рис. 5.2. Горнотехническая ситуация и этапы отработки запасов на складе «7ц»

Отработка рудных и породных участков с введением в рабочую зону ЦКВЗ циклической технологии горных работ, не совместимой во времени и пространстве с обработкой рудных частей склада, сдерживает интенсивность разработки склада и влечет за собой уменьшение объема руды, укладываемой в штабель для последующего выщелачивания. В результате объем укладываемой в штабель руды уменьшится. Безусловно, такая ситуация не отвечает интересам предприятия и требует принятия соответствующих корректирующих действий.

В связи с чем отработка уступа ведется веерными наклонными срезами с одновременной работой на складе фронтальных погрузчиков и бульдозеров. Бульдозерами производится перемещение руды на рабочий горизонт вниз по откосу к подошве обрабатываемого уступа (рис. 5.3). Фронтальные погрузчики загружают взрыхленную рудную массу в приемный бункер передвижного пластинчатого питателя, подающего руду на передвижной дробильно-сортировочный комплекс (ДСК), откуда руда, прошедшая первичную стадию дробления, по системе конвейеров доставляется на промежуточный склад участка дробления и грохочения (рис. 5.4).



Рис. 5.3. Отработка уступа бульдозером.
Внизу по горизонту складированы негабаритные куски

Максимальный размер кусков руды, перерабатываемых ДСК, составляет 1200 мм. Ввиду ведения горных работ в 2021 году в границах смешанного склада «7ц», в отсыпанных автомобильных складах рудой забойной крупности в руде возможны негабаритные куски, которые планируются компактно складировать на отработываемых горизонтах с последующим дроблением с помощью бутобоя.



Рис. 5.4. Загрузка руды в приемный бункер передвижного пластинчатого питателя фронтальным погрузчиком

Пылеподавление на забое осуществляется с помощью гидромониторов непосредственно перед выемкой горной массы. Данная схема обеспечивает эффективную работу ЦКВЗ с плановой производительностью по укладке руды на ПВ.

Принятая технология разработки складов (рис. 5.5) наклонными срезами с помощью бульдозеров не предусматривает применения селективной выемки. Поэтому перед началом работ по отработке на складе «7ц» была организована буровая разведка для выконтуривания кондиционной руды с определением содержания ценного компонента в руде. Детальная разведка склада позволяет заранее определять возможные участки пустой породы, которые при обнаружении отрабатываются экскаваторным способом, поскольку, как правило, находятся внутри части рудного склада, отрабатываемого с помощью бульдозеров и фронтальных погрузчиков в комплексе с конвейерным транспортом (циклично-поточная технология).

Непрерывная работа фронтальных погрузчиков позволяет держать производительность дробильно-сортировочного комплекса на необходимом уровне. Немаловажную роль в удержании оптимальной производительности играет эффективная работа бульдозерной техники, которая обеспечивает фронтальных погрузчиков разрыхленной горной массой. Множество факторов, как квалификация оператора, климатические условия, освещенность забоя, крупность, твердость и трещиноватость горной породы влияют на конечный эффект работы горной техники.

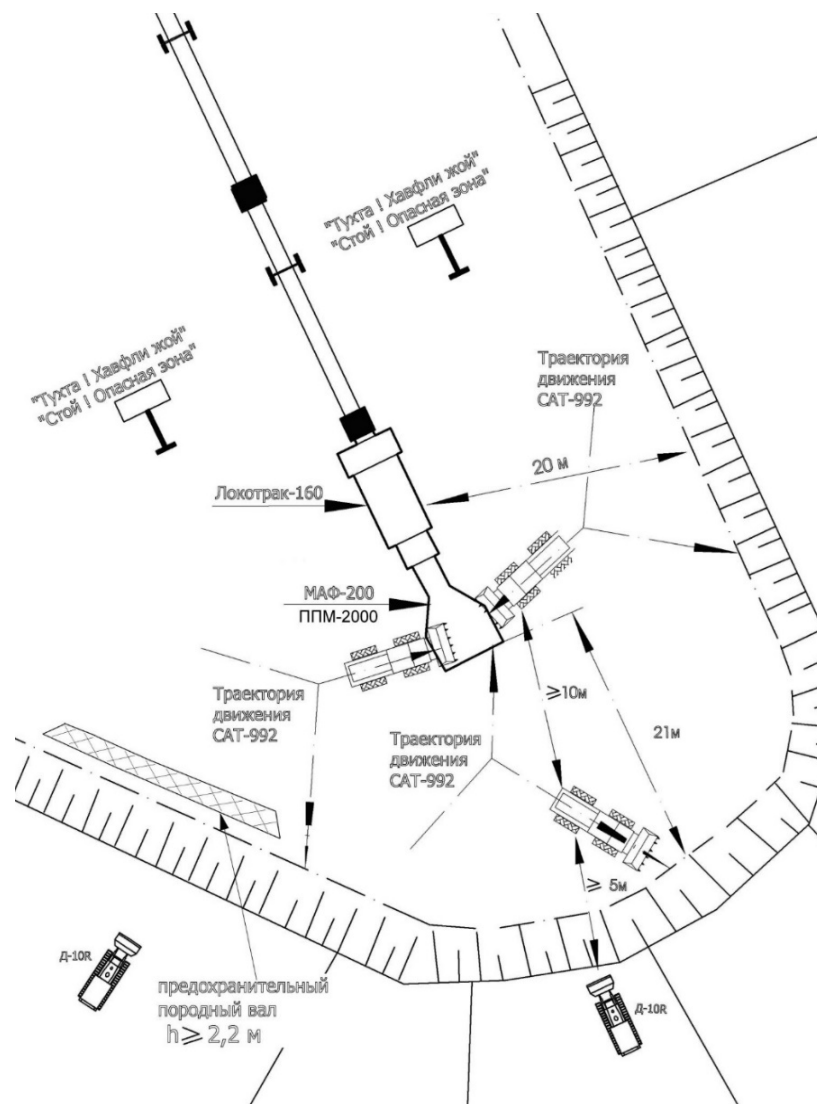


Рис. 5.5. Схема ведения выемочно-погрузочных работ (план)

Анализ данных табл. 5.1 показывает, что за 2020 год производительность дробильно-сортировочного комплекса придерживалась около 31 тыс. тонн в сутки, или 1572 тонн/час. Это раскрывает результаты проведенных работ по наладке эффективной работы фронтальных погрузчиков и бульдозерной техники, а также достигнутую технологическую надежность погрузочно-транспортного звена в процессе циклично-поточной технологии.

Таблица 5.1

Объемы укладки в штабель рудной массы в 2020 г., тыс.т

2020 г.	Руда, тыс.т
	Склад «7Б»
Январь	938,242
Февраль	888,646
Март	968,688
Апрель	951,174
Май	977,477
Июнь	944,108
Июль	959,774
Август	957,502
Сентябрь	973,459
Октябрь	955,203
Ноябрь	917,972
Декабрь	945,385
Всего	11 377,630

5.3. Вовлечение в повторное выщелачивание непроработанной рудной массы в штабеле

Выщелачивание золота из рудной массы, уложенной в многоярусный штабель, характеризуется прерывистостью технологического процесса, что связывается с циклическим формированием штабеля и вовлечением в работу новых ярусов, а также ухудшением фильтрационных характеристик рудного массива из-за уплотнения нижних слоев рудной массы под действием силы тяжести от верхних слоев. Кроме того, различие физико-механических свойств порций рудной массы приводит к неуправляемому изменению ее фракционного состава при измельчении и, как следствие, к формированию в штабеле зон с различными фильтрационными свойствами. В результате происходит перераспределение фильтрационных потоков, поэтому одни зоны внутри штабеля могут получать избыток, а другие – недостаток рабочих растворов. Следствием такого перераспределения потоков является нерациональное использование потенциальных возможностей рабочих растворов в первом случае и снижение извлечения золота во втором случае. Корректировка распределения потоков раствора внутри штабеля не представляется возможной, поскольку информация о пространственном положении внутри штабеля зон с различными фильтрационными характеристиками отсутствует. В связи с этим разработка способа определения пространственного положения таких зон внутри штабеля является актуальной задачей. Ее решение позволит оценить пространственное положение и геометрические параметры зон с низкими фильтрационными характеристиками. Идея, положенная в основу решения поставленной задачи,

заключается в том, что между фильтрационными характеристиками выщелачиваемого массива и остаточным ресурсом золота существует обратная взаимосвязь: чем ниже коэффициент фильтрации, тем больше остаточный ресурс золота.

Для оценки фильтрационных характеристик техногенного массива предложено использовать хорошо зарекомендовавший метод решения подобных задач на массивах природного происхождения: вертикальное электроразведывание, обеспечивающее получение электрических сопротивлений в трехмерном пространстве исследуемого массива. Применительно к многоярусному штабелю кучного выщелачивания задача в такой постановке решается впервые.

Полевые электроразведочные наблюдения проведены с погрешностями измерений и интерпретацией данных не хуже 5%. При интерпретации материалов использованы современные программные комплексы IP 12Win и IPI RES2, основанные на возвратном методе частотного аналога переходных процессов.

Материал штабеля выщелачивания – многофазная система, состоящая из твердой, жидкой и газовой фаз. Удельное электрическое сопротивление сухой твердой фазы штабеля велико (практически непроводящие) и составляет тысячи Ом/м. Жидкая фаза, заключенная в порах и содержащая ионы Na^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , Cl^- , HCO_3^- , CO_3^{2-} , SO_4^{2-} и др., является электролитом с весьма низким сопротивлением – до 10^{-2} Ом/м. Газовая фаза заметного влияния на результаты измерений не оказывает, поэтому нами не рассматривается.

Жидкая фаза в материале штабеля является тем индикатором, по которому можно оценить степень проработки рудной массы выщелачивающими растворами: чем меньше жидкой фазы в поровом пространстве, тем больше

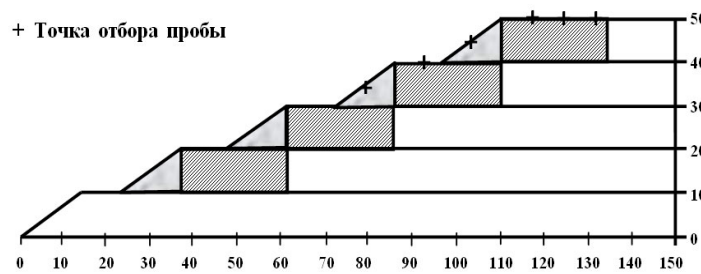
электрическое сопротивление массива и тем больше остаточный ресурс золота в рудном материале. Следовательно, штабель кучного выщелачивания имеет четкий различительный признак по проводимости массива, что по условиям применения вертикального электрического зондирования (ВЭЗ) является идеальным вариантом. При этом повторные съемки могут дать информацию о динамике процесса выщелачивания и степени проработки растворами материала с выявлением участков, обогащенных золотом. Успешному применению ВЭЗ способствуют однородность рудного материала, выдержанный состав технологических растворов, практически горизонтальное залегание ярусов, известные параметры системы ярусов. Методика проведения работ методом ВЭЗ заключается в следующем.

В горном массиве с помощью питающих электродов создают искусственное поле постоянного или переменного тока, а разность потенциалов этого поля измеряют на приемных электродах, устанавливаемых между питающими электродами. Измерения проводились четырех-электродной симметричной установкой типа АНЧ-3, состоящей из генератора электромагнитного поля с постоянной частотой 4,88 Гц и измерителя для определения разности потенциалов в приемной линии. Измерения проводились на площади около 1,4 км² по сети 100х100 м. Разнос электродов питающей линии составлял до 200 м, всего исследовано 162 точки.

На рис. 5.6 в качестве примера представлено изменение сопротивления по глубине штабеля с четкой фиксацией высокого сопротивления на глубине 60 м, что соответствует положению гидроизоляционного слоя с полиэтиленовой пленкой. При этом результаты интерпретации показателей кажущегося сопротивления позволяют сделать вывод о том, что метод ВЭЗ может эффективно использоваться для контроля целостности гидроизоляционного слоя.

N	p	h	d	Alt
1	10,5	0,41	0.41	561
2	44,1	9,59	10	551,5
3	24,4	10	20	541,5
4	74,3	10	30	531,5
5	6,04	10	40	521,5
6	31,8	10	50	511,5
7	4789	10	60	501,5
8	35,3			

Рис. 5.6. Схема изменения сопротивления по глубине штабеля:
p - кажущееся сопротивление; *h* - мощность измеряемого слоя;
d - глубина залегания слоя от поверхности



Расстояние между профилями – 50 м
Глубина отбора пробы – ковш малого экскаватора
Вес пробы – 15-20кг
Расстояние между пробами на верхнем ярусе – 4м от бровки
Маркировка проб: 1П-1П6, 2П1-2П6, 3П1-3П6.

Рис. 5.7. Схема опробования откосной зоны штабеля

Результаты интерпретации опытных работ методом ВЭЗ на отработанной части штабеля кучного выщелачивания представлены в виде реальных горно-геофизических разрезов и планов с количественной оценкой кажущегося сопротивления в пространстве шести ярусов. Анализ полученных результатов позволяет сделать следующие выводы:

- в пространстве штабеля выявлены участки активной (характеризуются низким кажущимся сопротивлением) и слабой (характеризуются на 1-2 порядка более высоким кажущимся сопротивлением) фильтрации продуктивных растворов (влажности);
- нижние слои рудного материала (1-3 ярусы) уплотняются с уменьшением скорости фильтрации растворов, что приводит к увеличению электросопротивлений за счет уменьшения пористости;
- повышенное электрическое сопротивление отмечается на контактах свеженасыпанного и отработанного участка штабеля, что может быть объяснено экранирующей способностью отработанного участка штабеля.

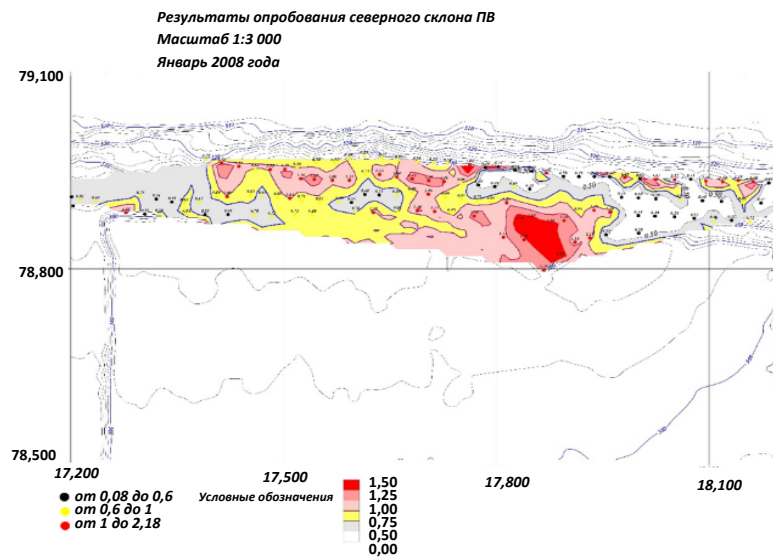


Рис. 5.8. Пример сортового плана в откосной зоне штабеля

Полученные результаты измерений могут быть использованы по двум направлениям для выявления непроработанных участков:

- внутри штабеля;
- в краевых частях штабеля.

Естественно, что идея начинает реализовываться с наиболее доступных краевых частей штабеля, которые дополнительно опробуются традиционным способом с отбором представительных проб и построением сортового плана (рис. 5.7 и 5.8).

Анализ результатов опробования откосной зоны показывает, что на отдельных непроработанных участках до 60% запасов имеют содержание более 1 г/т, а 80% – более 0,75 г/т, что делает такие участки весьма привлекательными с точки зрения повторного использования рудного материала для формирования штабеля. При этом лабораторные исследования рудной массы из непроработанных участков показали, что из нее может быть извлечено от 25 до 35% золота.

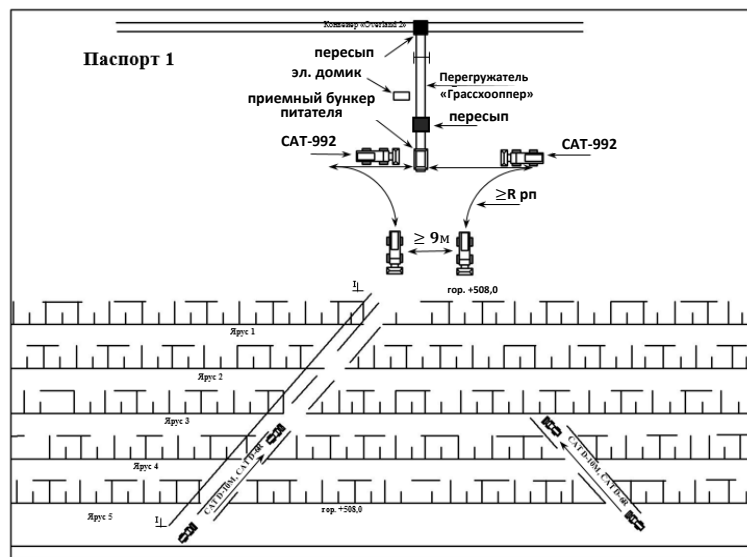


Рис. 5.9. Паспорт отработки откосной зоны штабеля

Для извлечения руды из непроработанных участков откосной зоны была разработана технология бульдозерных работ, отличительной особенностью которой является «косая» схема перемещения рудной массы по разрабатываемому участку (рис. 5.9).

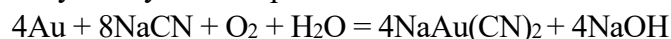
Таким образом, выполненные исследования подтвердили наличие в штабеле участков непроработанной рудной массы, повторное вовлечение в выщелачивание которой в смеси со «свежей» рудной массой обеспечило прирост выпуска золота.

В целом выполненный комплекс организационно-технических мероприятий позволил изменить статус отработанных запасов рудной массы в штабеле с отходов на товарную руду, расширив тем самым сырьевую базу кучного выщелачивания.

5.4. Управление интенсивностью выщелачивания в многоярусном штабеле

Управление интенсивностью выщелачивания в многоярусном штабеле базируется на изучении роли кислорода и pH растворов в растворении золота.

В процессе растворения золота цианистыми растворами в реакции участвует кислород:



При этом установлено, что скорость растворения золота цианистыми растворами прямо пропорциональна парциальному давлению кислорода в растворах.

Влияние кислорода на скорость растворения золота цианистыми растворами представлено в табл. 5.2. Как установлено, кислород – важнейший компонент при выщелачивании золота. Из практики известно, что растворимость кислорода в растворах зависит от температуры и химического состава растворов, а также от парциального давления кислорода.

Таблица 5.2

**Влияние кислорода на скорость растворения золота
цианистыми растворами**

Концентрация кислорода в растворах, мг/л	Скорость растворения золота, мг/см ² ч
0	0,04
9,6	1,03
20,9	2,36
60,1	7,61
99,5	12,62

Основной способ обеспечения процесса растворения золота при выщелачивании кислородом заложен в процессе подготовки руды перед её укладкой в штабель. Этот способ окомкования или агломерации основан на перемешивании дробленой руды с водой, цементом, известью и цианистыми растворами на стадиях пересыпки рудной массы с конвейера на конвейер непосредственно перед укладкой её в штабель.

В процессе орошения свежеложенной руды идет реакция растворения золота, где участвует кислород, присутствовавший в окомкованной руде и пришедший с растворами цианистого натрия. По мере выщелачивания кислород расходуется не только на реакцию растворения золота, но и на

окисление сульфидов железа и других легко окисляемых элементов. В процессе просачивания растворов по штабелю растворы вытесняют кислород из рудных агломератов, обедняя их по содержанию кислорода. Первоначальный процесс орошения рудного штабеля ведется при большой плотности орошения, поэтому доступ кислорода к месту реакции внутри штабеля извне отсутствует. Реакция растворения золота замедляется или прекращается совсем. Для восстановления реакции растворения золота требуется насыщение штабеля кислородом. Принудительная подача кислорода в раствор, кроме дополнительных затрат, пользы не приносит, поскольку при выходе раствора из магистральных и орошающих трубопроводов избыток кислорода из раствора переходит в атмосферу. В растворе остается содержание кислорода такое, каким оно может быть при данной температуре и парциальном давлении. Второй вариант – насыщать штабель кислородом воздуха. Этот процесс можно осуществить только при прекращении подачи растворов на орошение. По мере фильтрации или просачивания растворов через штабель поры рудных или агломерированных частиц освобождаются от растворов и заполняются воздухом. Чем больше пауза в подаче растворов, тем больший слой рудного штабеля насыщается воздухом. Причем процесс растворения золота начинает протекать сразу при поступлении кислорода к границе двух фаз «металл-цианистый раствор». Реакция растворения золота протекает до тех пор, пока позволяет концентрация цианистого натрия в приграничной зоне металла и цианистого натрия.

При подаче новой порции выщелачивающих растворов концентрация золота в них заметно возрастает за счет придания растворенному золоту транспортной способности.

В насыщенном кислородом рудном штабеле идет процесс растворения имеющегося золота, конечно, с меньшей интенсивностью, так как площадь золотин, доступных для цианирования, заметно снижается в процессе его растворения.

Таким образом, периодическая подача раствора выщелачивания способствует интенсификации растворения золота за счет насыщения слоя рудного штабеля кислородом золота.

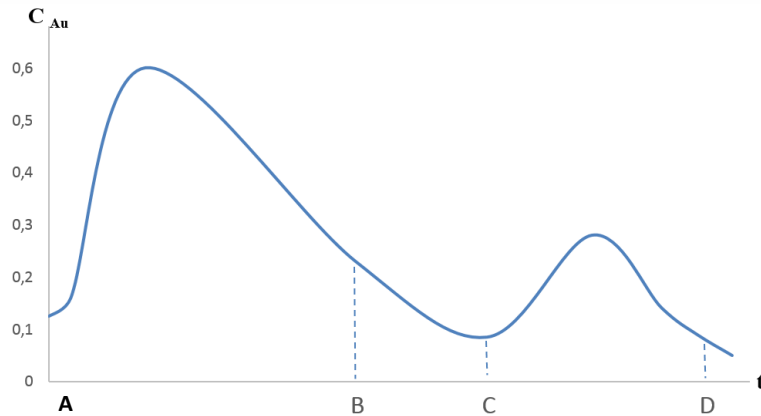


Рис. 5.10. График изменения концентрации золота в продуктивном растворе при его периодической подаче

На графике (рис. 5.10) представлено изменение концентрации золота в продуктивном растворе при его периодической подаче. На участке A-B показан период основного выщелачивания золота при максимальной плотности орошения. На участке B-C — пауза в подаче

выщелачивающих растворов. На участке C-D – изменение концентрации золота в растворе после паузы в подаче растворов.

Соотношение основной подачи растворов, паузы в подаче растворов и последующей подачи растворов как 3:1:2.

Для обеспечения требуемых технологических показателей процесса кучного выщелачивания дробленая руда с содержанием более 97% класса – 3,35 мм смешивается с цементом для связывания мелких классов с целью окомкования дробленой известью с целью создания щелочной среды и смачивается отработанным раствором, содержащим цианистый натрий для подготовки к выщелачиванию золота.

В процессе орошения уложенного в штабель композита идут различные реакции:

1. Растворение золота и примесей цианистым натрием;
2. Растворение сульфатных солей и минералов, дающих кислую реакцию в растворах;
3. Гашение извести растворами по реакции $\text{CaO} + \text{H}_2\text{O} = \text{Ca}(\text{OH})_2 + t^\circ\text{C}$.

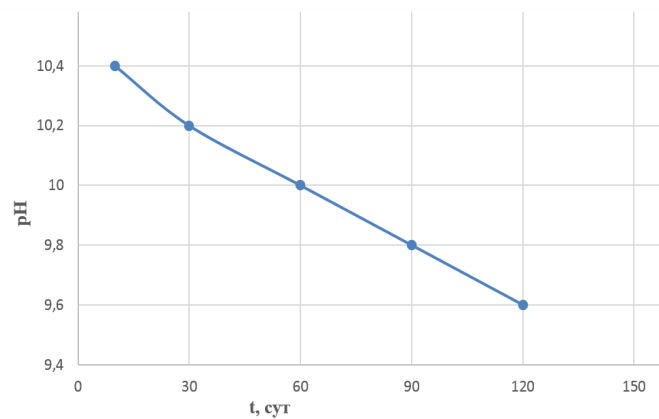


Рис. 5.11. График зависимости pH растворов от времени выщелачивания

Гидроокись кальция $\text{Ca}(\text{OH})_2$ с растворимостью 2,3 г/л переходит в раствор, создавая щелочную среду. Щелочная среда растворов снижает гидролиз цианистого натрия и выделение синильной кислоты. Выщелачивающие растворы, проходя через слой руды, растворяют и сульфаты, которые при взаимодействии с гидроокисью кальция образуют малорастворимый сульфат кальция (гипс). При взаимодействии гидроксида кальция с углекислым газом образуется также малорастворимый карбонат кальция.

Таким образом, в процессе выщелачивания известь расходуется на побочные реакции со снижением содержания свободной гидроокиси кальция в растворах. При этом одновременно идет снижение рН раствора, величина которого находится в обратной зависимости с длительностью процесса выщелачивания (табл. 5.3, рис. 5.11). Установлено изменение рН раствора в зависимости от времени орошения одного яруса.

Таблица 5.3

Изменение рН растворов при различном времени выщелачивания

Время орошения, сут.	10	30	60	90	120
рН раствора	10,4	10,2	10,0	9,8	9,6

На графике (рис. 5.12) представлена зависимость рН растворов от количества орошаемых ярусов. Чем толще слой, через который проходят растворы, тем ниже рН в выходящих из штабеля растворах.

В табл. 5.4 представлен рН растворов при разном количестве орошаемых ярусов.

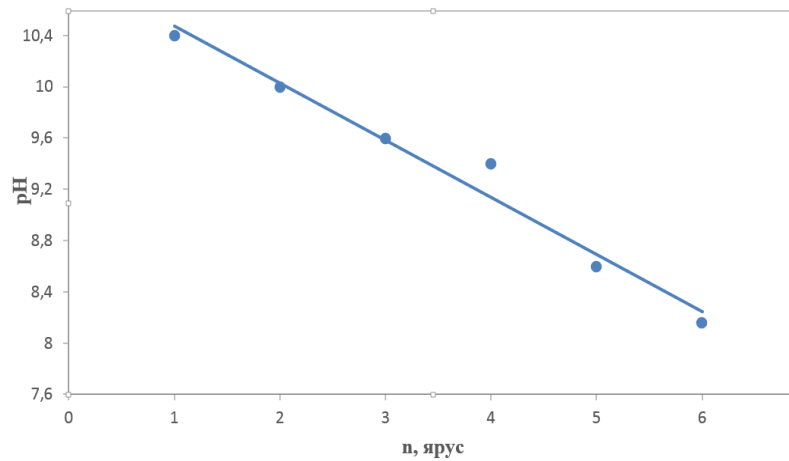


Рис. 5.12. График зависимости рН раствора от количества орошаемых ярусов

Таблица 5.4

Изменение рН растворов в зависимости от количества орошаемых ярусов

№ яруса	1	2	3	4	5	6
рН раствора	10,4	10,0	9,6	9,4	8,6	8,16

Следует отметить, что чем больше слоев орошается, тем больше среднее время выщелачивания золота из слоя штабеля. Поэтому кажется очевидным при снижении рН в растворах необходимо увеличить расход извести в верхней части панели штабеля. На практике установлено:

- чем ближе рН раствора подходит к 12, тем ниже скорость растворения золота;

- скорость растворения золота максимальна при рН = 10,0-11,0, а при рН = 11,2 скорость растворения золота уже значительно снижается;

- снижение скорости растворения золота связано с образованием кальциевых пленок на поверхности золотин, которые препятствуют доступу цианистого натрия к их поверхности.

Для поддержания необходимого уровня рН в выщелачивающих растворах установили плановый удельный расход извести 2,65 кг/т распределить следующим образом:

- при формировании композита рудной массы держать на уровне 2,21 кг/т;

- укладка извести на поверхность отработанной панели – 0,44 кг/т.

Таким образом, скорость растворения золота в свежешелочной панели сохраняется, процесс изоляции поверхности золотин кальцидной пленкой сводится к минимуму, а рН растворов после прохождения нового яруса повышается за счет гашения и растворения извести, уложенной на поверхности нижележащего яруса. В результате расход цианистого натрия из-за уменьшения его разложения снизился с 500 до 450 г/т.

5.5. Способ расширения фронта переработки продуктивных растворов кучного выщелачивания

Перерабатывающие мощности предприятий переживают в последнее время явный дефицит минерального сырья. В то же время высокие цены на металлы на мировом рынке

создают благоприятную обстановку для вовлечения в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения. В результате многолетнего периода переработки руд, на специализированных площадках НГМК скопилось значительное количество минеральных отходов, которые можно рассматривать как техногенное сырье с возможностью рентабельной переработки для выделения ценных компонентов.

Производственный цикл укладки руды в рудные штабели с их последующим орошением цианистым раствором для проведения процесса выщелачивания золота подразумевает увеличение объемов вовлекаемой в переработку руды с обеспечением ритмичного выпуска драгоценного металла. Что касается непосредственно процесса орошения определенного штабеля уложенной дробленой руды, то оно проводится в среднем в течение 270 суток и при снижении содержания золота в растворе до 0,2 мг/л осуществляется перевод коммуникаций трубопроводов на новые площади.

Как известно, при проведении процесса кучного выщелачивания золота из многоярусного штабеля, в цехе кучного выщелачивания золота используется система постепенного повышения концентрации золота в выщелачивающих растворах. Обогащенные растворы, прошедшие первую стадию, направляются в бассейн обогащенных растворов, где укрепляются по цианистому натрию до концентрации не менее 170 мг/л, рН раствора корректируется подачей едкого натрия. Укрепленные обогащенные растворы подаются на панели частично

выщелоченной руды. Полученные растворы направляются в зумпф рециркуляционных растворов. В зумпфе рециркуляционных растворов они укрепляются цианистым натрием до концентрации 220,0 мг/л и щелочью для повышения рН растворов до 10,0-10,3. Укрепленные рециркуляционные растворы подаются на вновь уложенную руду, проходя через которую концентрация золота в растворах повышается. Раствор с концентрацией золота выше 0,5 мг/л, направляется в бассейн насыщенных растворов. Далее насыщенные растворы направляются на установку Меррил-Кроу, где золото в результате процесса цементации осаждается цинковой пылью.

Осаждение золота цинковой пылью – процесс, требующий строгого соблюдения режимных параметров. Для обеспечения необходимого уровня извлечения золота из растворов требуется высокая чистота насыщенных растворов при минимальной концентрации кислорода. Чистота насыщенных растворов достигается фильтрацией на фильтрах с постоянно обновляющейся рубашкой из диатомитовой земли. В растворах, поступающих на фильтрацию, помимо механических примесей присутствуют коллоидные частицы, которые, попадая на диатомитовую рубашку фильтра, под давлением размазываются и снижают скорость фильтрации на значительной поверхности фильтрующего элемента.

Проектная производительность установки Меррил-Кроу по пропуску раствора составляет 32 000 м³/сутки. С ростом высоты штабеля его фильтрующая способность возрастает, количество коллоидных частиц в насыщенном растворе снижается. Очистка насыщенного раствора от механических примесей и коллоидных частиц при прохож-

дении через уплотнившийся рудный материал в многоярусном штабеле, уменьшает сопротивление движению раствора через фильтры-осветлители. Таким образом, пропускная способность установки увеличена с 32 000 до 39 000 м³/сутки, производительность выросла на 21%. Увеличение производительности установки Меррил-Кроу по переработке насыщенных растворов позволило получить дополнительное количество золота, это при снижении содержания золота в исходной руде, позволило практически сохранить на одном уровне выпуск золота.

В период с 1995 года по 2012 год на руднике ЦКВЗ велись работы по кучному выщелачиванию на первой подушке выщелачивания. За данный период на подушку выщелачивания уложен агломерированный рудный материал объемом более 214,0 млн. тонн. Рудный штабель размещен на площади 2,6 км², где руда уложена в шести ярусах высотой 10 метров. Для увеличения эффективности использования площадей уложенной руды, прошедшей уже цикл выщелачивания, для повышения полноты извлечения золота из нее, по результатам проведенных многочисленных опытов и исследований предложено проводить повторное орошение лежалой руды с включением откосной части штабелей, что обеспечивает увеличение выпуска золота.

Повторное орошение ранее отработанных рудных полос и увеличение срока выщелачивания, приведет к дополнительному росту объемов раствора (до 25 000 м³/сутки).

Ограниченные мощности участка Меррил-Кроу не позволяли перерабатывать дополнительные объемы

полученных растворов. К тому же выходящие из кучи растворы повторного орошения бедные по содержанию золота – до 0,2 мг/л с высоким содержанием примесей. При этом расчеты показали, что строительство дополнительной аналогичной установки Меррил-Кроу экономически нецелесообразно (капитальные затраты на строительство, затраты дополнительных реагентов и материалов, электроэнергии и пр.).

С учетом огромного мирового опыта применения цианирования золотосодержащих руд, следует отметить, что достаточно ответственной стадией цианирования, как и любого другого гидрометаллургического процесса, является выделение золота из получаемых при выщелачивании растворов. При этом надо учесть, что цианированию на золотодобывающих предприятиях подвергаются материалы с очень широким диапазоном содержания металла: от бедных руд, вскрышных пород и хвостов механического обогащения, содержащих менее 1 г/т Au, до богатых гравикоцентрированных, содержание золота в которых достигает сотен и тысяч граммов на одну тонну. Это обуславливает необходимость применения различных методов осаждения золота из растворов. Если переработка растворов, получаемых при цианировании богатых гравитационных концентратов, а также при элюировании насыщенных золотом сорбентов, преимущественно осуществляется с использованием электролитического способа осаждения, то для бедных по металлу растворов применяют цементацию золота цинковой пылью (процесс Меррил-Кроу) или адсорбцию на активированных углях.

Толчком для широкого развития и внедрения в промышленность низкостойимостной технологии кучного цианистого выщелачивания стал результат снижения цены на золото в 70-х годах прошлого столетия. В данном процессе производятся, как правило, бедные по содержанию золота и чистые (осветленные) растворы, из которых золото извлекают в соответствующую товарную продукцию. Для этой цели обычно используется метод CIS (уголь-в-растворе).

Основополагающей базой по этому направлению явились научные разработки Горного Бюро США (Bureau of Mines, USBM), связанные с использованием гранулированных активных углей, прежде всего, применительно к условиям кучного цианистого выщелачивания золота. Продемонстрировав свою эффективность и потенциальные преимущества над ранее применявшимся процессом Меррил-Кроу, метод угольной адсорбции золота был «широко» принят отраслью и перенесен из кучного выщелачивания в фабричную технологию переработки руд в вариантах CIP (уголь-в-пульпе) и CIL (уголь-в-выщелачивание). Уже в 70-х годах прошлого столетия в США были построены несколько крупных золотоизвлекательных фабрик, работающих с использованием данной технологии. Затем угольно-адсорбционный процесс быстро распространился по планете и в настоящее время принят на вооружение практически во всех странах, производящих извлечение золота из рудного сырья. Научные и прикладные основы данного процесса широко освещены в зарубежных и отечественных монографических изданиях, многочисленных журнальных статьях и материалах различных международных конгрессов, конференций и

симпозиумов. Имеется подробная информация и о работе отдельных золотодобывающих предприятий, применяющих угольную адсорбцию в различных сочетаниях, применительно к самым разнообразным типам золоторудного сырья: исходным рудам, флотационным концентратам, текущим и лежалым хвостам обогащения руд, огаркам окислительного обжига, продуктам автоклавного и биохимического окисления и другим материалам, извлечение золота из которых производится на основе использования цианистого процесса. Интересный материал в этом плане представлен в работе. Из общего количества, порядка 240 ЗИФ, представленном в данном обзоре, около 100 применяют цианирование с угольной адсорбцией золота.

В настоящее время технология цианирования с угольной адсорбцией золота является преобладающей в большинстве стран и рассматривается как своего рода революция в золотодобывающей промышленности. По мнению большинства зарубежных экспертов, данная технология является универсальной и может быть применена при переработке различных по составу золотосодержащих руд.

В целях вовлечения в дальнейшую переработку полученных бедных золотосодержащих растворов, проводились многочисленные лабораторные исследования, ставилось значительное количество опытов по изучению сорбционной способности различных анионитов и активированных углей.

Высокие содержания примесей цветных металлов и солей щелочноземельных металлов, снижающих полезную

емкость анионитов, не дало эффективных результатов по насыщению анионообменных смол. Применение дополнительных технологических приемов, позволило экономически эффективно перерабатывать эти растворы с применением активированного угля. По результатам проведенных исследовательских работ для переработки полученных дополнительных объемов растворов параллельно основной технологической схеме внедрена технология осаждения золота на активированный уголь на базе локально-сорбционной установки (ЛСУ) и установки десорбции с последующей цементацией золота и последующим переводом его в сплав Доре непосредственно на установке Меррил-Кроу.

В ходе проведения технологического процесса через сорбционно-напорные колонны (СНК), загруженные активированным углем, пропускают золотосодержащий раствор, обеззолоченный раствор поступает в бассейн обеззолоченных растворов, далее для подачи выщелачивающих растворов на рудный штабель. Для удаления с насыщенного угля основных примесей, таких как кальций, цинк, железо и медь, использовали раствор соляной кислоты концентрацией 3,0...7,0%.

Десорбцию ведут цианисто-щелочными растворами, золото и серебро с насыщенного угля переводят в раствор «элюат» и далее дозированно подается для цементации золота на участок Меррил-Кроу ЦКВЗ.

Для восстановления сорбционных параметров активированного угля проводят его реактивацию, путем термической обработки при высокой температуре и далее возвращают его в процесс сорбции.

Ввод участка ЛСУ позволил проводить дополнительное выщелачивание рудного штабеля, прошедшего основной цикл выщелачивания, и получить дополнительное количество основного металла и снизить себестоимость получения металла (золота).

На рис. 5.13 представлен процесс осаждения золота из обогащенных растворов, получаемых с орошения ПВ на активированный уголь на ЛСУ, который осуществляется следующим образом:

- орошение ячеек ПВ осуществляется цианистым раствором с помощью центробежных насосов. Для поддержания технологических параметров и объемов выщелачивающего раствора производится добавление в подаваемый раствор цианистого натрия, едкого натра, воды;

- выходящий с основания рудного штабеля обогащенный раствор, направляется на угольную сорбцию через буферный бассейн (накопитель), которую проводят на восьми параллельно расположенных СНК, с подачей в них раствора снизу вверх. По мере насыщения золотом, активированный уголь из колонны выводится и направляется на процесс десорбции. Процесс десорбции ведут при температуре 125°C;

- насыщенный уголь выводится из сорбционных колонн ЛСУ эрлифтом и подаётся на дуговой грохот. Подрешётный продукт грохота – вода с угольным шламом – самотеком поступает в отстойник, надрешётный продукт – обеззолоченный активированный уголь – поступает в ёмкость кислотной обработки.

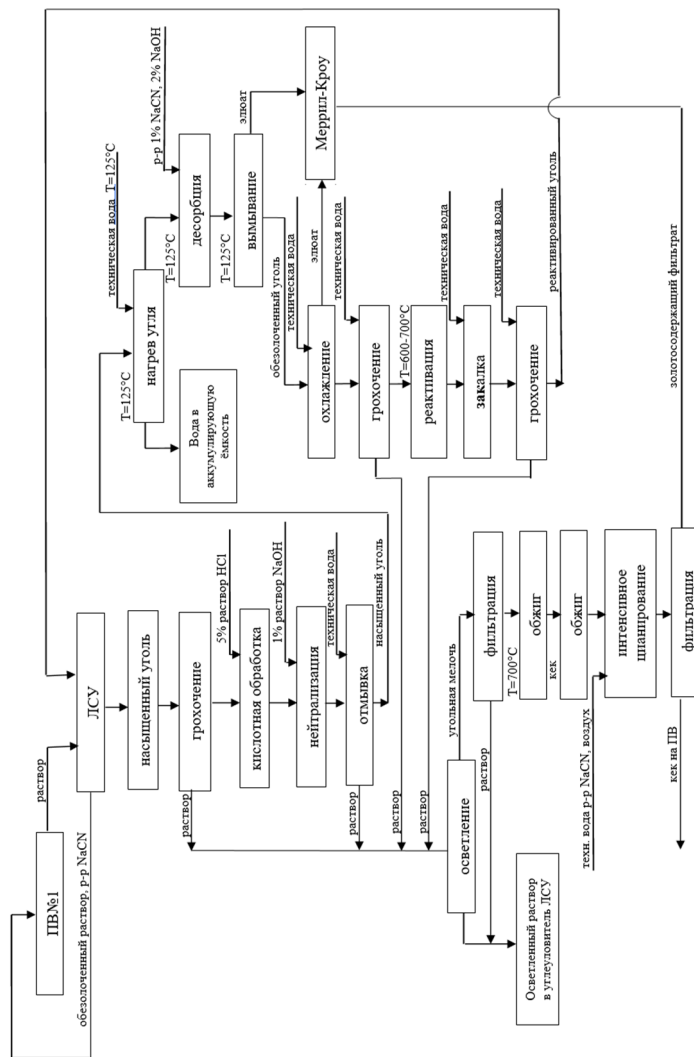


Рис. 5.13. Технологическая схема системы орошения и сбора продуктивных растворов рудного штабеля с последующей переработкой на ЛСУ

Для восстановления сорбционных свойств угля проводят кислотную обработку раствором соляной кислоты концентрацией 3,0-7,0% в течение одного часа при умеренном перемешивании сжатым воздухом. Далее уголь промывается технической водой до достижения $\text{pH} = 6,0-7,0$.

Процесс реактивации обеззолоченного активированного угля проводят при температуре 600-700°C. При такой температуре обеспечивается полнота очистки и восстановления сорбционных свойств активированного угля; температура в печи поддерживается в автоматическом режиме в заданном интервале. Печь реактивации работает под разряжением, на загрузке и разгрузке печи установлены воздухоотводы для вывода из зоны печи пара и воздуха. Затем обеззолоченный активированный уголь эрлифтом направляется на процесс сорбции в колонны СНК.

Процесс десорбции по физико-химическим данным является обратным процессу сорбции.

После сорбции золота активированным углем из раствора цианирования устанавливается обратимое равновесие между золотом, осажденным на поверхности угля и золотом в растворе цианирования. При десорбции насыщенного угля также устанавливается подобное равновесие. При добавлении в систему CN^- и OH^- , эти отрицательные ионы легче адсорбируются углем, при этом уже адсорбированный анион $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ высвобождается, равновесие нарушается, и реакция идет в обратном направлении.

Десорбция осуществляется путём обработки угля цианистощелочным раствором при температуре 125°C,

давлении 0,25–0,3 МПа в течение 1-1,5 часов. Показатели процесса во многом зависят от условий процесса: давления и температуры. В рабочем цикле необходимо поддерживать давление на более высоком уровне, чем давление паров, тем самым увеличивается реакционная способность десорбирующих агентов за счёт сдерживания газов в реакционной зоне.

Считается, что при десорбировании золота из угля нарушается равновесие реакции, поэтому повышение концентрации цианида, увеличение щелочности, повышение температуры, давления или добавление органического растворителя может улучшить проведение десорбции золота из угля.

Повышение концентрации цианида, увеличение щелочности, добавление органического растворителя повышает себестоимость производства. Поэтому, повышение температуры и давления для этих целей представляется более эффективным и экономически выгодным.

Температура раствора десорбции является важным динамическим фактором для десорбции золота из угля. При повышении температуры константа равновесия быстро снижается. Поэтому, чем выше температура, тем выше интенсивность десорбции.

Установка автоматизирована, обладает теплоизоляцией, что позволяет повысить КПД теплообмена и соблюдать требования техники безопасности.

Технологическая схема десорбции и реактивации предусматривает следующие операции:

- нагрев воды в аккумулялирующей ёмкости;

- приготовление раствора каустической соды (NaOH) с концентрацией 20-30%;
- приготовление цианистощелочного раствора с содержанием 2,0-2,5% NaOH и 1-1,5% NaCN;
- подача насыщенного угля из локальной сорбционной установки в ёмкость кислотной обработки;
- кислотная обработка насыщенного угля раствором соляной кислоты концентрацией 3-7% в течение 1 часа;
- нейтрализация кислого раствора после кислотной обработки раствором едкого натра (NaOH);
- промывка насыщенного угля водой после нейтрализации;
- подача отмытого насыщенного угля из ёмкости кислотной обработки в колонну десорбции;
- промывка насыщенного угля в колонне десорбции;
- продувка фильтров и фильтрующих стаканов колонны десорбции;
- нагрев горячей водой насыщенного угля в колонне десорбции до температуры 125°C;
- подача в колонну десорбции цианистощелочного десорбирующего раствора;
- десорбция золота цианистощелочным раствором в течение 1-1,5 часов для перевода золота в элюат при температуре 125 °С, давлении 0,25-0,3 МПа;
- вымывание золотосодержащего раствора из колонны десорбции (водой из аккумулирующей ёмкости) при температуре 125°C и давлении 0,25-0,3 МПа;
- подача золотосодержащего элюата в ёмкости насыщенного элюата;
- охлаждение обеззолоченного угля в колонне десорбции;

– реактивация обеззолоченного активированного угля в целях восстановления его сорбционных свойств;

– утилизация угольной мелочи и её цианистая обработка.

Вымываемый из колонны десорбции золотосодержащий раствор, подаётся в ёмкости, установленные в районе бассейна насыщенного раствора. Из ёмкостей золотосодержащий раствор десорбции дозированно, в зависимости от концентрации золота, подаётся на установку Меррилл-Кроу путём подвода необходимого количества раствора под всас насосов бассейна насыщенного раствора.

Активированный уголь адсорбирует в себя в процессе сорбции органические и неорганические соединения. При десорбции одна часть примесей удаляется, а другая часть коксуетя и накапливается в угле, вследствие чего снижаются сорбционные свойства угля. Чтобы удалить примеси необходимо произвести термическую обработку – реактивацию угля при высокой температуре.

Процесс реактивации проводится при $T = 600-700^{\circ}\text{C}$ и включает в себя 3 стадии:

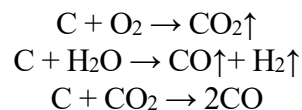
1. Стадия сушки. В печи происходит нагрев влагосодержащего активированного угля, адсорбированная микроскопическая вода испаряется, в тоже время низкокипящая часть примесей также улетучивается при слабом нагреве.

2. Стадия карбонизации. В процессе дальнейшего нагрева из активированного угля высвобождаются высококипящие примеси, кроме того активированный уголь посредством окисления вследствие повышения температуры насыщается углеродом.

3. Стадия активирования. После выделения высоко-температурных примесей, активированный уголь вступает в

реакцию с водяным паром для газообразования вещества карбонизации и очистки микропор активированного угля, активированный уголь насыщается газом и образуются несколько микропор одновременно.

Карбонизация паром протекает по следующим реакциям:



Активированный уголь возвращается в процесс сорбции в колонны СНК, получаемая в процессе десорбции угольная мелочь утилизируется.

Утилизация угольной мелочи предназначена для исключения попадания её в растворы кучного выщелачивания и исключения возможных потерь золота.

Вывод угольной мелочи из процесса происходит при операции грохочения угля на дуговых грохотах, при промывке насыщенного угля в колонне десорбции, при уборке рабочих отметок замыв поступает в приемки дренажных насосов.

Отфильтрованная на нутч-филтре угольная мелочь направляется на обжиг в муфельной печи для обеспечения выгорания и перевода органической фазы в неактивную форму. Процесс обжига происходит при температуре 700°C в течение 4–8 часов. Далее огарок угольной мелочи остывает при естественных условиях окружающей среды. Далее огарок направляется на стадию интенсивного цианирования. Процесс интенсивного цианирования предназначен для перевода золота, находящегося в твердой фазе огарка в жидкую фазу.

Параметры проведения процесса: Ж:Т = 3:1, концентрация NaCN 1,0-1,5 г/л, рН среды 10,2-11,0, продолжительность процесса интенсивного цианирования составляет

4-8 часов. По окончании процесса проводится фильтрация пульпы с получением кека и золотосодержащего раствора. Кек направляется на утилизацию, золотосодержащий раствор объединяется с растворами десорбции активированного угля.

Внедрение на ЦКВЗ процесса повторного орошения ранее отработанных рудных полос с переработкой полученных растворов путем сорбции на локально-сорбционной установке (рис. 5.14) позволило без существенных материальных затрат получить дополнительную отдачу золота с отработанной кучи выщелачивания, при этом суммарный коэффициент извлечения золота составил 69,4%.

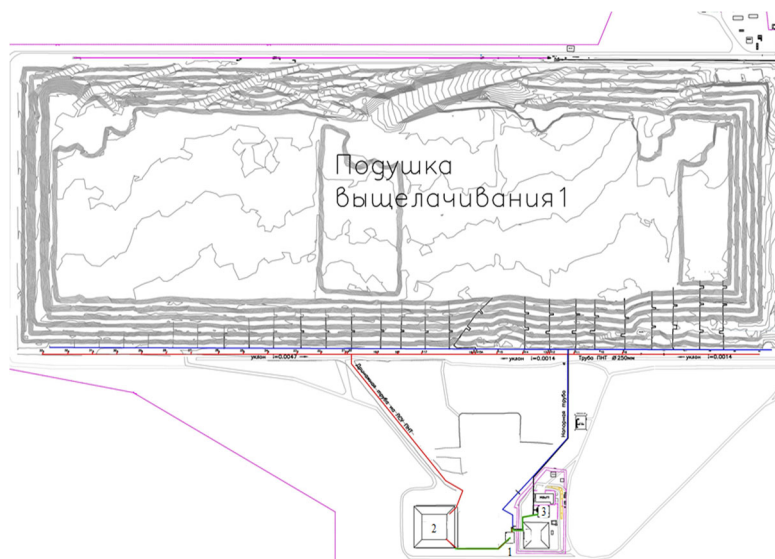


Рис. 5.14. Схема организации дополнительного орошения отработанной ПВ с применением ЛСУ для переработки растворов орошения. Обозначение: 1- ЛСУ, 2 – бассейн обогащенных растворов для ЛСУ, 3 – бассейн насыщенных растворов для установки Меррил-Кроу

5.6. Эффективное использование площади штабеля руды при проведении процесса кучного выщелачивания золота

Специфика укладки предварительно дробленной руды для проведения процесса кучного выщелачивания золота подразумевает наложение друг на друга рудных ярусов в количестве до восьми слоев высотой по 10 метров, при этом строение рудного штабеля походит на «слоеный пирог». Для обеспечения устойчивости подушки выщелачивания, а также для обеспечения стока атмосферных осадков по периметру каждого яруса (слоя руды) сооружается так называемая откосная зона. Такой откос по углу наклона должен занимать промежуточное значение от 22,5 до 90,0 градусов, в нашем случае угол откоса равен 35,0°.

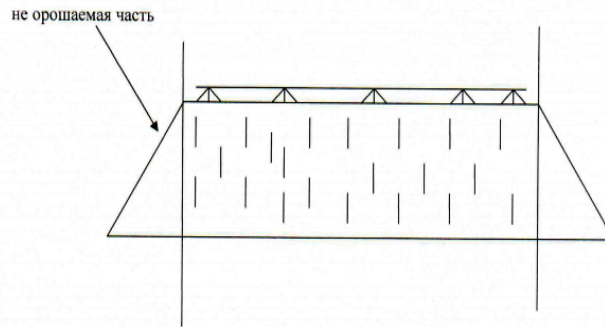
Проведенные исследования показали, что на отдельных непроработанных участках откосной зоны до 60% запасов имеют содержание более 1 г/т, а 80% – более 0,75 г/т и данные участки весьма привлекательны с точки зрения повторного использования рудного материала. При этом из непроработанной рудной массы можно доизвлекать от 25 до 35% золота. Как один из вариантов, предложено для извлечения руды из непроработанных участков откосной зоны использовать технологию бульдозерных работ, отличительной особенностью которой является «косая» схема перемещения рудной массы по разрабатываемому участку для формирования штабеля.

Таким образом, повторное вовлечение в процесс выщелачивания руды, уложенной в откосы в смеси со «свежей» рудной массой, может обеспечить рост объема перерабатываемой руды и соответственно выпуска золота. Но данный способ требует отвлечения горной техники,

трудозатрат и может повлиять на устойчивость всей подушки выщелачивания. Данный способ требует разработки особых мероприятий по обеспечению техники безопасности работников.

В целях вовлечения дробленой руды, уложенной на откосы рудного штабеля в процесс кучного выщелачивания, предложена система орошения (рис. 5.15), которая должна монтироваться на необработанные выщелачивающим раствором площади.

а) Стандартно орошаемый рудный штабель.



б) Орошение склонов.

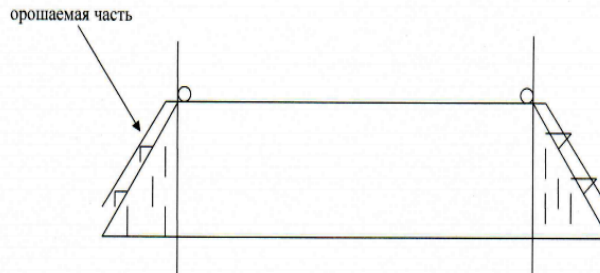


Рис. 5.15. Схемы проведения орошения рудного штабеля:
а) стандартное орошение, б) орошение склонов

На рудных штабелях ЦКВЗ для проведения процесса кучного выщелачивания золота использована технология капельного орошения поверхности уложенной руды (рис. 5.16). Высота штабеля, как известно, составляет 10 метров. Система орошения рудного штабеля монтируется по отдельным полосам, полоса состоит из секций, секция из двух ячеек. Ширина ячейки составляет 85,0 м, длина – 50,0 м. На первом ярусе 18 ячеек в полосе, с каждым верхним ярусом полоса уменьшается на одну ячейку. При формировании штабеля, он приобретает форму усеченной пирамиды или «пирога», у которой склоны при орошении не контактируют с выщелачивающим раствором.



Рис. 5.16. Капельное орошение поверхности уложенной руды

На первом этапе произведен запуск опытного участка орошения склонов на ПВ третьего яруса, который показал эффективность данного предложения. Целостность подушки выщелачивания не нарушается за счет регулирования потока подаваемого выщелачивающего раствора, вследствие чего поверхностные деформации будут незначительные.

В целях исключения размыва уложенной части склонов при монтаже капиллярных труб предложено использовать измененную модификацию капиллярной трубы, представляющую собой цельнолитую трубу. Внедрение данного предложения позволило в течение одного года увеличить площади, вовлекаемые под орошение на 17 000 м². На рис. 5.17 представлен снимок боковой поверхности подушки выщелачивания, на которой реализован предложенный способ.

Выполненный объем технических мероприятий позволил эффективно использовать площади штабеля руды. Благодаря такому подходу возрос коэффициент извлечения золота в целом с ПВ, и повысилась эффективность производства драгоценного металла.



Рис. 5.17. Проведение орошения откосов подушки выщелачивания

5.7. Повышение качества рудного сырья на основе методов предварительного обогащения

Особенностью строения месторождений золота Кызылкумского региона является идентичность физико-механических свойств и внешних признаков руды и вмещающих пород. Кроме того, случайное распределение рудных тел в горном массиве и золота в рудных телах приводит к значительным потерям балансовых запасов, примешиванию к ним пустой породы, понижению качества добываемого минерального сырья. По этой же причине часть товарной руды попадает в отвалы пустой породы. Поэтому при разработке месторождений такого типа как природного, так и техногенного происхождения особое место занимает информационное обеспечение процесса разделения потока горной массы по качественному признаку на товарную руду, забалансовую руду и пустую породу. На современном уровне развития науки приемлемых технических решений для создания методов сортировки, основанных на прямом определении золота в руде, не существует. Поэтому исследования были ориентированы на поиск и использование для этих целей косвенных разделительных признаков.

Общеизвестно, что при освоении запасов золотосульфидного месторождения Кокпатас, характеризующегося относительно низким содержанием золота, снижение потерь и разубоживания балансовой руды имеет принципиально важное значение. Поэтому на этом месторождении проводятся обширные исследования по предварительному обогащению товарной руды путем выделения из ее потока некондиционной части.

Для этого совместно Всероссийским НИИ химической технологии (ВНИИХТ) и ЗАО «Интегра» (Россия) изучена

контрастность руд месторождения Кокпатас, установлен косвенный разделительный признак, в качестве которого принята корреляционная взаимосвязь между содержанием золота и сульфидов, и разработаны эффективные алгоритмы классификации руды на основе этого признака с использованием метода рентгенорадиометрической сортировки. Разработан автоматизированный программно-управляемый комплекс крупнопорционной сортировки руд, в котором за единичную порцию принято количество руды в автосамосвале грузоподъемностью 40 т. Этот программно-управляемый комплекс, основу которого составляет рентгенорадиометрическая контрольная станция (РККС), изготовлен фирмой «Радос» (г. Красноярск, Россия). Комплекс прошел опытно-промышленные испытания и введен в промышленную эксплуатацию. Поэтому в настоящее время руда в каждом автосамосвале после выезда из карьера оперативно опробуется с помощью РККС. В зависимости от результата опробования автосамосвал получает соответствующий адрес разгрузки. Реальным следствием внедрения комплекса является увеличение содержания золота в товарной руде на 10% за счет выделения из нее практически пустой породы. Программно-управляемый комплекс не имеет аналогов в мировой практике золотодобывающей промышленности.

При помощи программно-управляемого комплекса из руды (в зависимости от исходного содержания в ней золота) возможно выделение от 30 до 80% отвальных хвостов. При этом содержание золота в товарной руде увеличивается в 1,4-1,7 раза.

К настоящему времени разработку технологии предварительного радиометрического обогащения руд месторождения Кокпатас следует считать завершенной. За этот период

на комбинате при активном участии ВНИИХТ и фирмы «Радос» создана научно-методическая база, построен опытный рудо-сепарационный комплекс, где проведены и продолжаются укрупненные испытания на материале крупнотоннажных технологических проб различных технологических типов и сортов руд.

По предварительным технико-экономическим расчетам включение в схему отработки месторождения Кокпатас технологии предварительного радиометрического обогащения руд позволит: существенно снизить себестоимость золота; увеличить сырьевую базу месторождения в результате вовлечения в рентабельную переработку забалансовой руды и многочисленных участков рудного поля, не вошедших в подсчет запасов; обеспечить запланированный годовой выпуск золота при переработке 3 млн. т сульфидных руд вместо 4,7 млн. т, предусмотренных проектом.

Учитывая высокую эффективность технологии предварительного обогащения, комбинат с 1998 г. приступил к ее поэтапному промышленному внедрению. С 2001 г. введен в эксплуатацию опытно-промышленный комплекс для покусковой сортировки горной массы с производительностью до 1 млн. т/год по исходной руде.

Несколько по-другому решается задача поиска разделительного признака для месторождения Мурунтау, практически не имеющего сульфидной минерализации, связанной с золотом.

Известно, что отличительной особенностью месторождений золота является крайне широкий диапазон изменения его содержания даже в смежных элементарных объемах (коэффициент вариации до 100% и более). Поэтому поиск корреляционной связи между содержанием золота и его

конкретными спутниками в дискретных точках является малоперспективным. Однако его средневзвешенное содержание может иметь корреляционную взаимосвязь с признаком, отображающим в целом способность пород принять определенное количество золота. Поэтому важнейшими задачами методологии сортировки руд с гетерогенным распределением полезного элемента являются:

- поиск признаков, позволяющих качественно или количественно отображать в аналоговой форме уровень специализации среды на искомый элемент и выделять ее из пустой породы или пустую породу из горнорудной массы;
- поиск способа разделения по этим признакам горной массы не менее чем на два технологических сорта: забалансовая и балансовая руда;
- определение границ представительности разделительного признака по объему порций горной массы, с помощью которых сортировка принципиально возможна и технологически осуществима.

Методический подход к решению этих задач рассмотрим на примере рентгенорадиометрических систем опробования.

В качестве разделительного признака выбран эффективный атомный номер геологической среды $Z_{эфф}$, величина которого определяется соотношением в породах тяжелых, средних и легких элементов. Это объясняется тем что процесс рудообразования всегда связан с перераспределением элементов и сопровождается выносом породообразующих (как правило, подвижных и легких) и приносом рудных и им сопутствующих (как правило, тяжелых и средних) элементов. Поэтому с ростом специализации геологической среды на золото ее эффективный атомный номер $Z_{эфф}$ должен возрастать.

Из ядерной геофизики известно, что величина вторичного когерентного и некогерентного излучения $Y_{\text{кг}}$ находится в обратной зависимости от эффективного атомного номера $Z_{\text{эфф}}$ облучаемой геологической среды. Следовательно, эта величина может быть показателем уровня специализации среды на золото.

Исходя из этого предположения, на первом этапе опытных работ было исследовано рентгенорадиометрическим способом 150 шламовых проб из двух разведочных скважин колонкового бурения. Скважины были выбраны таким образом, чтобы пробы представительно по числу характеризовали разрез месторождения по основным типам пород, включая рудоносную зону. Корректность выборки по числу проб оценивалась исходя из следующего.

С позиций геологической статистики смежные объемы геологической среды следует рассматривать как взаимозависимые, в которых равновероятны три события по содержанию золота:

- аномальное высокое, т.е. событие «+»;
- рядовое, нормальное, т.е. событие «0»;
- аномальное низкое, т.е. событие «-».

При такой градации событий вероятность появления каждого из них в точке массива (пробе) вдвое меньше, чем двух других, а при изучении массива в одном измерении (по скважине) вероятность появления одинаковых событий в смежных пробах уменьшается еще вдвое. Из этого следует, что для геостатистических выборок, характеризующих горный массив в сечении, вероятность появления одного равновероятного события в четыре раза меньше, чем двух других. Поэтому для надежного выделения одного из трех равновероятных событий каждая выборка должна быть

повторена не менее 5 раз, а количество проб в выборке определяется заданной степенью надежности получаемых результатов (обычно 20-К30 проб).

В качестве различительного признака использовался параметр, рассчитанный на основе измеренного вторичного когерентного и некогерентного излучения на исследуемых (N_j) и контрольной с известным содержанием золота (N_0) пробах, т.е. определялся эквивалентный атомный номер геологической среды $Z_{эфф.экв.}$:

$$Z_{эфф.экв.} = \frac{N_j}{N_0} 100, \%$$

При определении вторичного излучения блок облучения и детектирования устанавливался непосредственно на пробу. Горная масса с содержанием золота менее 1,0 г/т относилась к породе, от 1,0 до 2,0 г/т – к забалансовой руде и более 2,0 г/т – к балансовой руде. Для каждой пробы рассчитывалось значение $Z_{эфф.экв.}$ по возрастанию которого они, учитывая соотношение геостатистически равновероятных случайных событий, были разделены на 5 классов по 30 проб в каждом (табл.5.5).

Анализ полученных данных показывает, что содержание золота в пробах закономерно возрастает с увеличением $Z_{эфф.экв.}$.

Результаты измерений были использованы для построения графиков зависимости содержания золота в пробе от ее эквивалентного атомного номера $Z_{эфф.экв.}$ (рис.5.18), анализ которых показывает, что:

– пробы с содержанием золота до 0,5 г/т можно принять за “геохимический фон”, его удвоенную величину

(1,0 г/т) – за нижнюю границу класса “руда”, а промежуточные значения отнести к классу «забалансовая руда»;

– значения $Z_{эфф.экв.} < 10\%$ соответствуют породе, от 10 до 18 % - забалансовой руде и больше 18% - балансовой руде;

– $Z_{эфф.экв.}$ отображает специализацию среды на золото и по нему возможна по крайней мере трехуровневая сортировка горной массы.

Таблица 5.5

Распределение золотосодержащих проб на классы по разделительному признаку $Z_{экв.экв.}$

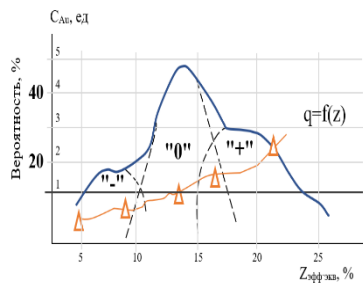
Класс горной массы по возрастанию	Количество проб с содержанием золота			Среднее содержание, г/т	Качество горной массы	Выход класса, %
	<1,0 г/т	1,0-2,0 г/т	2,0 г/т			
1	24	6	0	0,6	Порода	40
2	22	8	0	0,4		
3	17	7	6	1,2	Забалансовая руда	40
4	14	4	12	1,6		
5	5	9	16	3,0	Балансовая руда	20

На следующем этапе исследований оценивалась эффективность применения разделительного признака $Z_{эфф.экв.}$ на участках месторождения с различной степенью развития рудной минерализации. Для этого пробы отбирались из четырех скважин, пробуренных в центре (№ 3) и на границе (№ 4) рудной залежи, на северо-западном (№ 5) и юго-восточном (№ 6) флангах рудного поля. Анализ полученных результатов показывает, что:

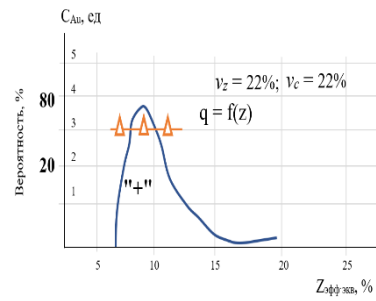
– пробы из скважины № 3 (рис. 5.18, б) соответствуют однородной среде (среднее содержание золота 2,9 г/т, значение $Z_{эфф.экв.}=11\%$) при вариации показателей $v=22\%$ и отсутствии проб со значением $Z_{эфф.экв.}<7\%$ (из 28 проб только одна имела аномально низкое содержание), что косвенно подтверждает правильность выбора границы порода-забалансовая руда;

– рудные пробы в выборке из скважины № 4 (80 проб) доминируют, доля проб с содержанием выше среднего увеличилась, повысилась контрастность руд, что объясняется более резкой сменой геохимической обстановки по границам рудных зон и более дифференцированным распределением в массиве обогащенных золотом участков (вариация содержания $v_c=72\%$, величины $Z_{эфф.экв.}v_z=36\%$); взаимосвязь содержания золота с величиной $Z_{эфф.экв.}$ прослеживается отчетливо (рис. 5.18, в);

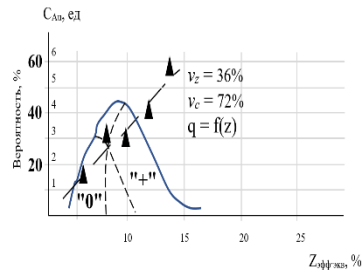
– функциональной взаимосвязи содержания золота с величиной $Z_{эфф.экв.}$ по результатам анализов проб из скважин № 5 и 6 не установлено (рис. 5.18, г, д), поскольку такая взаимосвязь либо отсутствует, либо длина проб несоизмеримо больше размеров участков горного массива, обогащенных золотом, что требует дополнительного изучения.



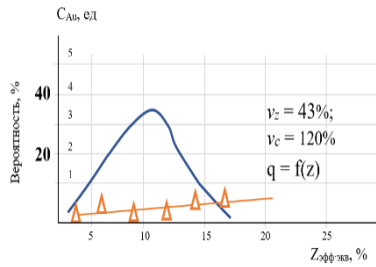
а



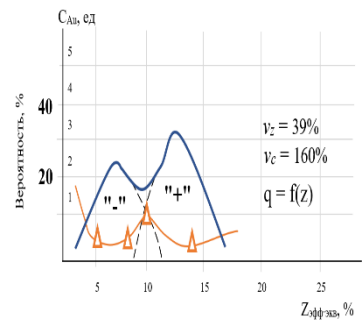
б



в



г



д

Рис. 5.18. Зависимости вероятности появления и содержания золота в горной массе от величины $Z_{\text{эфф.экв}}$ в целом для месторождения Мурунтау (а), центральной (б) и краевой (в) части рудной залежи и флангов рудного поля (г, д): v_z , v_c – вариации соответственно величины $Z_{\text{эфф.экв}}$ и содержания золота

Выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. Гомогенные руды, аналогичные вскрытым скважиной № 3, сортировке не подлежат в принципе, так как вариация содержания золота в них составляет 20-25%. Они могут обрабатываться сплошным забоем с предельной по техническим возможностям высотой уступа.

2. Сортировка горной массы может быть реализована с использованием разделительного признака $Z_{\text{эфф.экв.}}$, измеряемого в аналоговой форме рентгенорадиометрическим способом. Исследования подтвердили эффективность этого способа разделения золотосодержащей горной массы по сортам и перспективность его применения для сортировки забалансовой руды и вскрышных пород карьера Мурунтау. При этом из забалансовой руды (рис. 5.19) с содержанием золота 1,56 г/т может быть получено 45-55% (содержание 2,0-2,1 г/т), а из руды с содержанием золота 1,04 г/т – 20-22% (содержание 2,08 г/т) товарной руды.

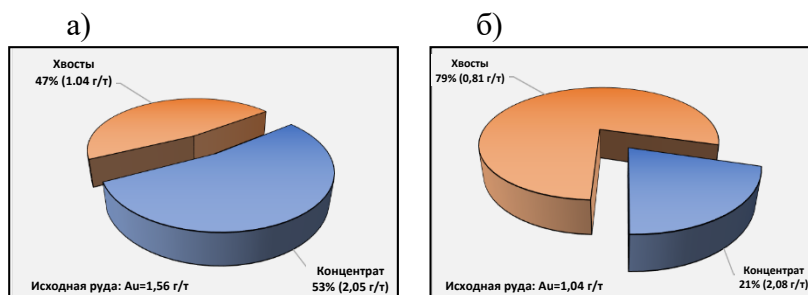


Рис. 5.19. Диаграммы прогнозных показателей покусковой сортировки забалансовой руды карьера Мурунтау:

а — высокого качества; *б* — среднего качества

Таким образом, выполненные исследования позволяют сделать вывод о том, что сортировка бедных руд на основе рентгенорадиометрических методов распознавания золотосодержащей горной массы является перспективным направлением повышения качества руды, направляемой на кучное выщелачивание золота.

Одной из актуальных, но до конца не решенных задач горного производства остается проблема извлечения ценных компонентов из низкосортных руд техногенных образований, накопленных за десятилетия отработки крупных и уникальных месторождений цветных и благородных металлов, а также других полезных ископаемых рудного и нерудного сырья.

По этому направлению горной науки опубликована масса работ, доказывающих принципиальную возможность предварительного обогащения низкосортных руд, но предлагаемые технологические решения при удовлетворительной избирательности не обладают производительностью, требуемой для обеспечения крупных перерабатывающих заводов товарным сырьем. Дело в том, что эти решения, как правило, основаны на «мокрых» технологиях и по сути дублирующих заводской передел, но на низкосортном сырье. Поэтому они весьма энергоемки и затратны.

В практике рудоподготовки, как правило, приходится выделять не два, а три продукта. В конкретном случае, вероятнее всего, в процессе обогащения будет дополнительно получен промежуточный продукт, очищенный от вредных примесей, благоприятный для переработки методом кучного выщелачивания (спецпорода). Если соотношение продуктов обогащения по выходу принять одинаковым, то получим следующие контрольные показатели.

Содержание золота $q_{оп}$ в суммарном обогащенном продукте («руда»+«спецпорода» при выходе 2/3 от исходного материала) равно 0,95 г/т, извлечение золота:

– без покусковой сортировки – $0,75*0,5*1,0=0,375$ отн.ед;

– с покусковой сортировкой – $0,75*0,75*1/3=0,188$ (для кучного выщелачивания) и $1,14*0,85*1/3=0,323$ (для ГМЗ-2), всего $0,188+0,323=0,511$.

Следовательно, за счет подготовки низкосортной руды очисткой от вредных примесей, будет получено золота в ~1,4 раза больше ($0,511:0,375=1,36$) при меньших в 1,5 раза объемах ($1:2/3=1,5$) и затратах на суммарный передел на участке КВ и ГМЗ-2 в пересчете на условную единицу исходной резервной массы.

Если задаться поставками на завод обогащенного продукта с содержанием золота свыше 1,15 г/т в количестве хотя бы 1/3 от достигнутой производительности завода, т.е. ~10 млн. т в год, то в рудоподготовку потребуется вовлекать ежегодно не менее 30 млн. т резервной массы. В этом случае, с учетом дополнительного постоянного ее поступления от добычи, на рудоподготовку всех ее запасов на обогатительном комплексе такой производительности уйдет около 20 лет.

Приведенные укрупненные расчеты убедительно доказывают, что о применении «мокрых» технологий и типа покусковой сепарации для обогащения техногенных образований рудника Мурунтау в объемах, востребованных производством, не может быть и речи. Нужен принципиально иной подход, и он состоит в следующем.

На месторождении Мурунтау специализированными на золото являются породы кремнистой формации, которые характеризуются высокой механической прочностью. К породам с заведомо пониженным содержанием золота относятся породы черносланцевой формации (углисто-глинистые сланцы), которые обладают низкой механической прочностью. Их доля в объеме резервной массы, извлекаемой из зоны внутренней вскрыши, составляет одну треть. Исходя из этого, породы внутренней вскрыши с помощью оборудования для механического разделения пород по прочности и плотности породной матрицы можно разделить на заведомо безрудные и специализированные на золото породы. Например, в режиме щадящего дробления с последующим грохочением исходной горной массы можно добиться получения в плюсовых классах крупности продукта, состоящего преимущественно из пород кремнистой формации, а в минусовом классе будет доминировать порода черносланцевой формации.

В рамках опытно-методических работ проведены исследования зависимости содержания золота в кусках низкосортных руд Мурунтау от их массы в классе крупности « $-100+50$ мм» (рис. 5.20). Полученные результаты свидетельствуют о том, что в выборке из 1410 кусков со средним содержанием золота 0,85 г/т, отобранных из крупнотоннажных технологических проб низкосортных руд, наблюдается закономерное возрастание среднего содержания золота в кусках по классам их крупности (веса).

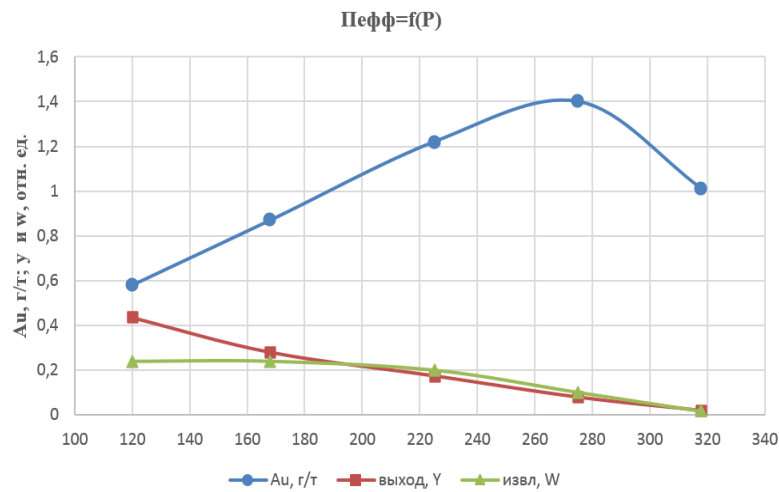


Рис. 5.20. Показатели эффективности обогащения ($\Pi_{\text{эфф}}$) резервной массы руд Мурунтау по классам веса (P, г) кусков

Среднее содержание в массиве кусков класса «+160 г» по данным гамма-активационного анализа составило 1,24 г/т. Эти данные подтверждают принципиальную возможность обогащения резервной массы руд Мурунтау по технологии щадящего дробления с выделением в концентрат плюсовых классов продуктов грохочения, обладающих повышенной прочностью. При этом, если за пороговое значение массы куска принять, например, 160 г, а среднюю удельную плотность пород кремнистой формации принять равной 2,5 г/см³, то объем такого куска составит 64 см³ (160:2,5=64).

Тогда для кусков условно кубической (ромбоидной) формы получаем, что рациональный пороговый размер ячеек сита грохота должен быть 40x40 мм (4*4*4=64).

Другими словами, если исходную лежалую горную массу техногенных образований, прошедшую предварительное дробление до класса крупности «-200 мм» для транспортировки по конвейерной линии ЦПТ, подвергнуть всего лишь классификации на грохоте с размером ячеек сита 40x40 мм, то полученный плюсовой класс «+40 мм» уже будет представлять собой обогащенный продукт.

Исследованиями фракционного состава исходной взорванной массы, вовлекаемой в экскавацию в карьере Мурунтау, установлено, что она на 35-45% состоит из фракции класса «-40 мм», представленной в разном соотношении породами кремнистой формации и сланцев. Исходя из этого, приходим к выводу, что для того, чтобы выделить из этой фракции кремнистую или углисто-глинистую составляющую, необходимо провести опытно-методические работы по определению режима шадящего дробления исходной массы и последующего грохочения.

Согласно иерархии геохимических систем мелкая фракция класса «-5 мм» из отвалов резервной массы должна в пропорции 3:1:0,3 состоять из пустой породной массы, «спецпороды» и тяжелой фракции рудных минералов. Для её обогащения могут быть использованы каскадно-гравитационные классификаторы с разделением сыпучих материалов в воздушном потоке по размеру или плотности материала.

ГЛАВА 6

ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗ МНОГОЯРУСНЫХ ШТАБЕЛЕЙ

6.1. Общие положения

6.2. Применение малоотходных технологий и перспективные направления совершенствования кучного выщелачивания

6.3. Использование бентонита для повышения эффективности процесса кучного выщелачивания золота

6.4. Кучное бактериальное выщелачивание золота из сульфидных руд

6.1. Общие положения

Эффективность разработанных технологических решений определяется интегрированным показателем кучного выщелачивания – количеством дополнительного золота, полученного с улучшением технико-экономических показателей. Поэтому оценивались только те решения, внедрение которых дало ощутимый и измеримый результат. К таким решениям относятся резервирование пунктов погрузки рудной массы, переукладка для повторного выщелачивания рудной массы из откосной зоны, увеличение объема перерабатываемых насыщенных растворов, управление уровнем рН рабочих растворов в штабеле.

Перспективные направления совершенствования кучного выщелачивания из многоярусного штабеля определены на основе накопленного опыта, анализа априорной информации и проведенных исследований. Эти направления касаются, прежде всего, повышения интенсивности выщелачивания золота при увеличении высоты штабеля, сокращения затрат на формирование штабеля, сокращение потерь золота, а также поиска дополнительных источников сырья для продления срока эффективной работы объекта.

Истощение запасов со свободным и легко извлекаемым золотом и необходимость освоения месторождений в отдаленных труднодоступных районах обуславливает целесообразность проведения исследований по применению упрощенных технологий, к которым относится кучное выщелачивание, для переработки упорных сульфидных руд.

6.2. Применение малоотходных технологий и перспективные направления совершенствования кучного выщелачивания

Перспективные направления совершенствования кучного выщелачивания из многоярусных штабелей направлены на решение таких основных задач, как:

- повышение интенсивности выщелачивания при увеличении высоты штабеля;
- увеличение вместимости подушки выщелачивания;
- сокращение потерь золота в штабеле;
- продление срока эффективной работы объекта кучного выщелачивания;
- применение ресурсосберегающих технологий.

Повышение интенсивности выщелачивания при увеличении высоты штабеля базируется на ограничении количества ярусов в одновременной обработке рабочими растворами, что может быть реализовано с помощью различных технологических и технических решений, например, таких, как устройство промежуточного дренажного слоя в комбинации с перепускными скважинами, соединяющими промежуточный дренажный слой с дренажным слоем в основании штабеля. При этом требуется отработка конструкции промежуточного дренажного слоя и перепускных скважин, имея в виду, что в ярусе под промежуточным дренажным слоем остается до 20% недовыщелаченного золота.

Увеличение вместимости подушки выщелачивания возможно либо за счет увеличения угла откоса штабеля, либо его высоты. В первом случае требуется разработка конструкции системы орошения откосной части, во втором – обоснование предельной высоты штабеля по допустимой нагрузке на дренажный слой в его основании.

Источниками потерь золота в штабеле являются:

- крупная фракция (более 1,0 мм) измельченной руды при извлечении 5-10%;
- «зависание» насыщенных растворов в рудной массе (до 12% по влажности);
- растекание рабочих растворов за пределы орошаемой панели;
- осаждение золота из растворов на переизмельченную рудную массу.

Уменьшение потерь по каждому из перечисленных источников требует исследований во взаимосвязи режимов измельчения, агломерации и выщелачивания с определением их влияния на извлечение золота.

Продление срока эффективной работы объекта кучного выщелачивания предполагает поиск дополнительных источников сырья. Такими источниками могут быть отвалы вскрышных пород, требующие применения методов обогащения на основе сухой сортировки, или доизмельченные «хвосты» кучного выщелачивания. Возможен также вариант объединения сырьевых ресурсов из складов и отвалов карьера Мурунтау с доизмельченными «хвостами» кучного выщелачивания. Не исключается вариант переработки «хвостов» кучного выщелачивания по сорбционной технологии «на месте» или на гидрометаллургическом заводе. В первом случае требуются дополнительные капитальные вложения на измельчительный комплекс, во втором – на организацию доставки рудной массы до перерабатывающего завода, а в обоих случаях – на выемочно-погрузочное оборудование. Бесспорно одно, «хвосты» кучного выщелачивания должны

быть неизбежно переработаны. К этому следует готовиться выполняя научные, экономические и проектные исследования.

В связи с выработкой за 45-летний период работы гидromеталлургического завода № 2 (ГМЗ-2) основных запасов руды месторождения Мурунтау приобрела актуальность проблема вовлечения в переработку техногенных отходов. Поэтому в инновационную программу развития НГМК была включена задача строительства нового предприятия для переработки лежалых хвостов ЦКВЗ. В качестве соисполнителя для разработки технологии переработки хвостов ЦКВЗ был выбран институт АО «Иргиредмет», имеющий почти 150-летнюю историю. Институт является давним партнером НГМК и занимает лидирующие позиции в СНГ по внедрению современных технологий извлечения золота из рудного сырья.

Для проведения технологических исследований с борта «подушки выщелачивания» была отобрана проба хвостов массой 300 т. В течение 2016 г. специалистами НГМК и АО «Иргиредмет» на базе Центральной научно-исследовательской лаборатории (ЦНИЛ) и опытного цеха комбината был проведен комплекс исследований по разработке рациональной технологии переработки хвостов ЦКВЗ.

В лабораторных условиях были изучены зависимости показателя извлечения золота от крупности измельчения хвостов, концентрации цианида натрия и продолжительности выщелачивания. По результатам опытов оптимальными режимными условиями были признаны: крупность измельчения 80% класса $-0,071$ мм; концентрация NaCN 0,5 г/л; продолжительность выщелачивания – 16 ч. В этих режимах из продукта с содержанием золота 0,7 г/т достигалось извлечение в среднем 65%.

Были также изучены условия сгущения пульпы при крупности измельчения до 80% класса $-0,071$ мм. Лучшие результаты были получены при использовании флокулянта Praestol 2500 с удельным расходом 20 г/т. Расчетная удельная производительность для радиального сгустителя составила $3,9$ т/м² в сутки.

С целью уточнения расходных показателей и определения пооперационного уровня извлечения на площадке ЦНИЛ были проведены заверочные пилотные испытания полной технологической схемы переработки хвостов ЦКВЗ.

Технологической схемой переработки сырья на ГМЗ-7 предусматривается:

- одностадийное измельчение в замкнутом цикле;
- сгущение продуктов классификации;
- сорбционное выщелачивание сгущенного продукта с осаждением золота на активированный уголь;
- транспортировка обеззолоченных хвостов сорбционного выщелачивания на хвостохранилище;
- десорбция золота с активированного угля с последующим электролитическим извлечением золота из насыщенного раствора десорбции, с получением обеззолоченного активированного угля и катодного золота.

Готовой продукцией завода является катодное золото, направляемое на переработку на ГМЗ-2.

Комплекс по переработке техногенных отходов не имеет аналогов в мировой практике и оснащен современным оборудованием.

По результатам выполненных исследований в АО «Иргиредмет» был разработан технологический регламент, который стал основой проекта строительства предприятия по переработке хвостов ЦКВЗ. Проектом предусматривается поэтапный ввод предприятия на максимальную производительность 15 млн. т в год.

В «хвостах» кучного выщелачивания на 01.01.2020 г. накоплено более 300 млн. т отходов переработки со средним содержанием, достаточным для их экономически выгодной переработки по сорбционно-безфильтрационной технологии. В перспективе ожидается накопление таких отходов количеством до 350 млн. т, что обеспечит работу ГМЗ-7 до 2050 года. Кроме того, сегодня при добыче руды на Мурунтау формируются забалансовые склады в объеме более 14 млн. т, со средним содержанием от 0,44 до 0,46 г/т, что в будущем позволит обеспечить сырьевую базу ГМЗ-7 до 2100 года и далее (рис. 6.1).

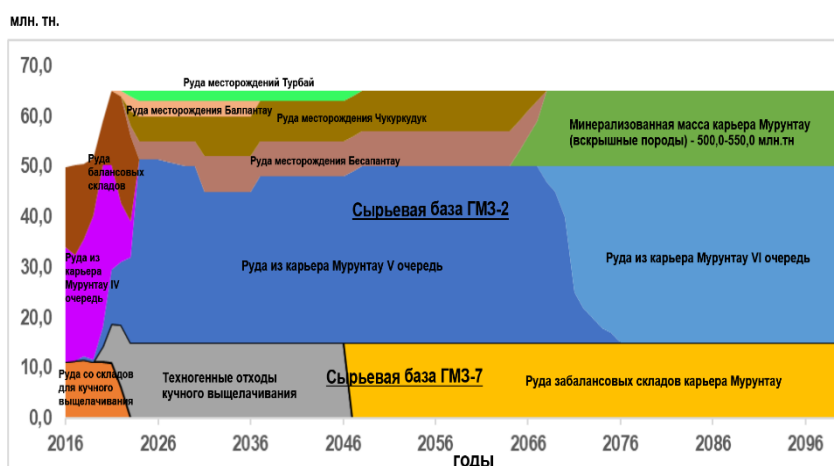


Рис. 6.1. Схема изменения структуры перерабатываемой руды на ГМЗ-2 и ГМЗ-7 во времени

К настоящему времени сформулированы основные понятия безотходной и малоотходной технологии. Выявлены особенности и намечены основные направления развития данных технологий горно-металлургических производств, которые заключаются в разработке принципиально новых подходов, применении нетрадиционных способов и усовершенствовании существующих технологий производства, в целях сокращения на всех его стадиях вредных выбросов, комплексности использования сырья и полного использования образующихся отходов.

Согласно указанным закономерностям, основной технологической задачей является переработка отходов на месте и в момент их возникновения. Чем дальше удаляются отходы от места их образования, тем более усложняется эта задача и на каком-то этапе она становится неразрешимой. Поэтому при разработке технологических схем очистки и обеззараживания вредных поступлений в окружающую среду следует исходить из принципов локальной первичной очистки от конкретного вида отходов.

Применение ресурсосберегающих технологий базируется на внедрении менее энергоемкого измельчительного оборудования, не требующего дорогостоящих импортных запасных частей. Кроме того, заслуживает пристального внимания задача по использованию воды из хвостохранилища сначала в технологии кучного выщелачивания, а затем в сорбционной технологии.

Применение воды из хвостохранилища при кучном выщелачивании позволит не только сократить ее забор из Амударьи, но и получить дополнительное количество золота, которое находится в ней в растворенном состоянии.

Возврат воды из хвостохранилища в технологию завода может быть использован для попутной транспортировки «хвостов» кучного выщелачивания на переработку.

Перечисленные задачи являются лишь частью тех вопросов, ответы на которые позволят не только повысить эффективность кучного выщелачивания, но требуют приложения определенных усилий и вложения средств уже сегодня.

6.3. Использование бентонита для повышения эффективности процесса кучного выщелачивания золота

Существующие технологические схемы кучного выщелачивания предполагают отчуждение значительных площадей для размещения штабелей рудной массы. Увеличение площади строительства рудного штабеля для максимального вмещения объема руды в свою очередь влечет дополнительные материальные затраты на подготовку основания штабеля, топливо-энергетические затраты, дополнительное потребление технической воды в процессе орошения и многие другие. Для предотвращения влияния выше перечисленных факторов на экономические показатели КВ, рудный штабель развивают не за счет увеличения площади, а за счет наращивания высоты. Поэтому, с точки зрения экономической целесообразности переработки руды, штабеля строятся в ограниченных площадях с отсыпкой на них руд в несколько ярусов. Но, несмотря на накопившийся мировой опыт работы и проведенным многочисленным исследованиям, до недавнего времени оставались актуальным и требовали дополнительного изучения методы и средства интенсификации процесса КВ золота из высоких штабелей

($H > 50-60$ м). Причиной тому служит ухудшение условий фильтрации растворов, значительная задержка продуктивных растворов в поровом пространстве кучи с увеличением высоты рудного штабеля.

Основной задачей цеха кучного выщелачивания золота является переработка бедных руд смешанных складов карьера Мурунтау, так называемых забалансовых руд карьера, с последующим извлечением золота из них методом цианирования.

Рельеф местности выбранного района строительства КВ, является холмистый с постепенным понижением в южном направлении, расчлененный сезонными саями, которые в настоящее время частично засыпаны отвалами карьера Мурунтау, частично спланированы. В инженерно-геологическом отношении четвертичные отложения представлены песками с супесями, поверхностными грунтами «гипсового горизонта», крупнообломочными (дресвяными) грунтами, в подошве переходящими в брекчию. На отдельных участках отмечаются техногенные породы – насыпанные грунты, перемещенные в результате планировочных работ. В основном, это смесь дресвяного грунта отвалов карьера Мурунтау и поверхностной супеси мощностью не более 3,0 метров.

Формирование рудного штабеля кучи

В соответствии с действующим технологическим регламентом по переработке руд, процесс кучного выщелачивания золота осуществляется на специально подготовленной площадке выщелачивания, куда укладывается

уплотненный слой глины для обеспечения непроницаемости. На поверхность уплотненного слоя глины расстилается непроницаемая полиэтиленовая пленка – синтетическая геомембрана (рис. 6.2). Пленка покрывается слоем мелкодробленой руды, которая является основанием для укладки перфорированных дренажных труб.

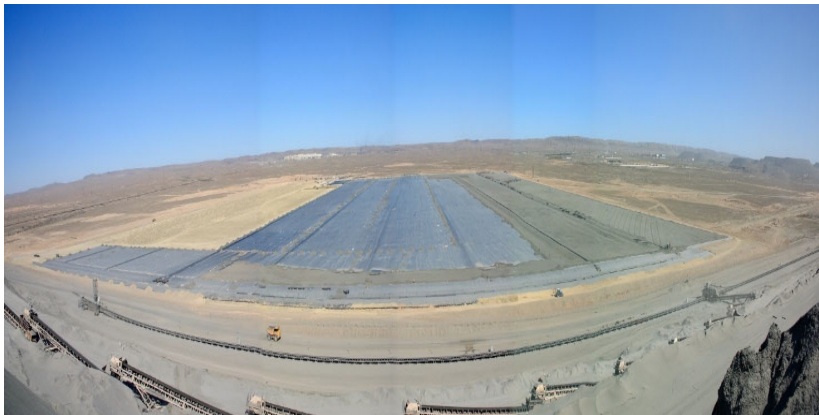


Рис. 6.2. Строительство основания подушки выщелачивания с применением синтетической геомембраны

Конструкция основания (рис. 6.3) должна быть выполнена в строгом соответствии с разработанным регламентом. Особенно это важно при применении многоярусной отсыпки штабеля руды, так как раз уложенная руда остается на месте на весь период отработки месторождения.

Но как показала практика проведения работ по кучному выщелачиванию в НГМК, время выхода цианосодержащих растворов, поданных на поверхность подушки выщелачивания (ПВ), напрямую зависит от ее общей высоты и количества ярусов в штабеле. Кроме того, отмечена тенденция уменьшения выхода продуктивных растворов по

увеличению высоты штабеля, что свидетельствует о том, что часть растворов «зависает» в штабеле. Данная теория также подтверждается случаями образования луж на поверхности штабеля при высокой плотности орошения верхних ярусов ПВ. С увеличением высоты рудного штабеля до уровня пятого яруса и последующих, проницаемость рудного массива падает до критически низкого уровня. Причиной данного явления становится нарастающее уплотнение в нижних ярусах штабеля под воздействием силы тяжести, что приводит к ухудшению проницаемости цианистого раствора. Как следствие, снижение коэффициента фильтрации орошаемой площади не позволяет полностью использовать потенциальные возможности применения выщелачивающих растворов.

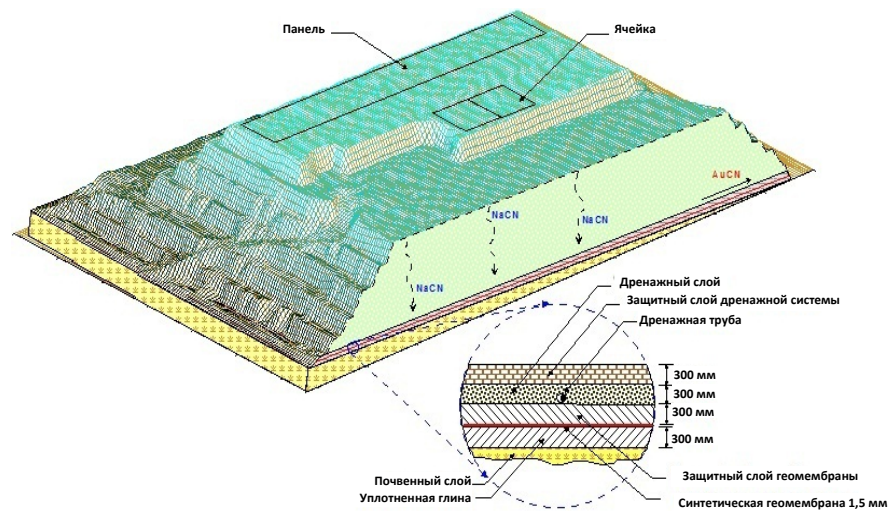


Рис. 6.3. Стандартный рудный штабель кучного выщелачивания

Принятая технология кучного выщелачивания из многоярусного штабеля характеризуется снижением эффективности от использования рабочего раствора по мере увеличения высоты штабеля. При этом высока вероятность отложения растворенного золота в минералах породы подушек выщелачивания, что может также приводить к увеличению неактивного незавершенного производства.

Анализ показателей извлечения нескольких полос первого и пятого ярусов вывел следующие данные: извлечение золота из руд, отсыпанных на три полосы пятого яруса достиг среднегодового значения 35,0% тогда как по первому ярусу тот же показатель составил 45,2% (табл. 6.1).

Результаты мониторинга выхода благородного металла в растворах свидетельствует о том, что орошение обработанной площади 4 яруса не рационально для дальнейшей переработки применяемой технологией КВ.

Таблица 6.1

Расчет извлечения металла с 1-го и 5 -й ярусы ПВ ЦКВЗ

Полосы	Номера лаундеров, соответ-х полос	Среднее содержание металла в уложенной руде, г/т	Объём руды, тонн	Уложенный металл, кг	Полученный металл, кг	Извлечение, %
5АН - 5АJ	35-37	0,847	3 787 887	3 207,6168	1 122,3328	35,0
1АН - 1АК	34-37	1,118	5 739 625	6 416,1370	2 900,8091	45,2

Одним из вариантов ускорения оборачиваемости цианистых растворов и соответственно отдачи породой извлекаемого золота, является строительство на четвертом ярусе подушки выщелачивания защитного экранирующего слоя (рис. 6.4) в противовес сооружению новой подушки выщелачивания. Так в 2018 году предложена идея применения строительства гидронепроницаемого основания на поверхности 4 яруса ПВ, на которой предусматривалось дальнейшая укладка руды. Это позволило получать металлы с достижением более высокого коэффициента извлечения с укладываемых сверху ярусов и снизить показатель остаточного металла на подушке выщелачивания, то есть неактивного незавершенного производства. Также за счет увеличения коэффициента фильтрации повысилась эффективность использования рабочих цианистых растворов.

Орошение пятого яруса, уложенного на гидроизолирующем основании, позволит достичь «эффекта первого яруса», тем самым добиться максимального показателя извлечения золота на 20-25% выше, чем при традиционном ведении работы. При этом нужно знать, что при сооружении нового защитного слоя, необходимо применение синтетической геомембраны, толщиной 1,5 мм, стоимость которой может значительно повысить проектную стоимость. Например, для укрытия защитного экранирующего слоя на четвертом ярусе подушки выщелачивания рудника ЦКВЗ необходимо 246 500 м² синтетической геомембраны. Расчеты показали, что применение полиэтиленовой геомембранной пленки по всей площади строительства приведет к значительным материальным затратам, что поставило вопрос поиска более дешевого материала, заменяющего пленку при одинаковых показателях по проницаемости.

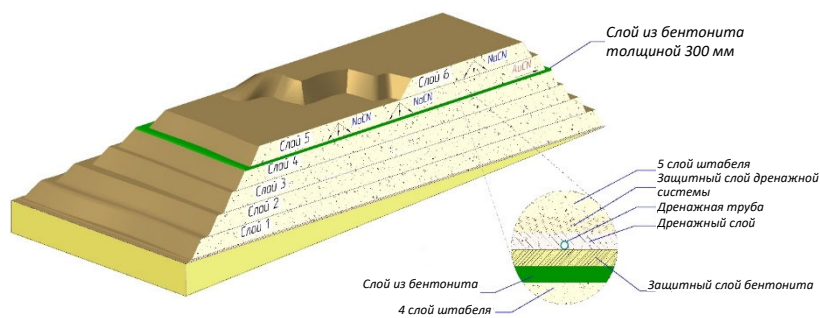


Рис. 6.4. Рудный штабель кучного выщелачивания с использованием бентонита

В современных условиях ведения работ на производстве, одной из основных целей инженера заключается в поиске эффективных технологических решений, не требующих больших финансовых затрат. При поиске эффективной альтернативы геомембране, предложено применить бентонит.

Бентонит — это природный глинистый минерал, обладающий свойством разбухать при гидратации. Поверхностный слой может разбухать до 15 раз. В ограниченном пространстве при свободном разбухании в присутствии воды образуется плотный гель, препятствующий дальнейшему проникновению влаги. Это свойство, а также нетоксичность и химическая стойкость сделали его кандидатом для рассмотрения к применению в качестве изолирующего материала. Бентонитная глина в основном состоит из гидроалюмосиликата, имеющего химическую формулу $Al_2[Si_4O_{10}](OH)_2 \cdot nH_2O$.

При этом немаловажно, что на расстоянии 7 км к юго-западу от карьера Мурунтау находится Тамдытауское месторождение бентонитных глин.

Сырьевой базой карьера по добыче глины являются запасы участка Тамдытауского месторождения глин, разведанных в 1996-1997 годах.

Площадь месторождения характеризуется спокойным слабовсхолмленным рельефом с относительными превышениями 5-10 м и общим понижением в юго-восточном направлении. Абсолютные отметки поверхности изменяются от 487,0- 493,0 м.

Полезная толща сложена однообразными бентонитными глинами палеогенового возраста и представляет собой пологопадающую под углом 8-12° на юго-восток пластовую залежь. Вскрываемая мощность полезной толщи 23,5-28,0 м, в верхней части разреза – выветрелые до дресвы. Мощность зоны выветривания глин 1,0-3,5 м.



Рис. 6.5. Бентонитные глины Тамдытауского месторождения

Глины месторождения светлые, желтовато-зелёные до зелёных и тёмных или оливково-зелёных оттенков, плотные, алевритовые, реже алевритистые, массивные, содержат незначительное количество включений песка, а также включений и маломощных (до 2 см) прослоек кристаллического гипса. Глины слабо трещиноватые, по плоскостям трещин отмечаются налёты гидроокислов железа. В верхней части разреза глины коричневатые и красно-бурые (обогащены гидроокислами железа), выветрелые, разрушены до дресвы, местами загипсованные, с примесью песка. Ниже зоны выветривания в толще глин визуальнo по цветовой составляющей были выделены три слоя (разности):

– глины светлые, желтовато-зелёные с незначительной примесью песка до 1%, мощностью 1,5-10,0 м;

– глины зелёные с примесью песка до 0,5%, мощность пласта 5,0-20,0 м;

– глины тёмно-зелёные или оливково-зелёные, мощностью 4,0-17,0 м.

В цветовом отношении, чётких границ между выделенными разностями не отмечается, они связаны между собой постепенными переходами. Несмотря на выделенные разновидности, по качественным характеристикам толща глин может рассматриваться как единый технологический тип.

С поверхности полезная толща перекрыта четвертичными отложениями (пески) мощностью 0,5-2,5 м и выветрелыми глинами мощностью 1,0-4,5 м.

Физико-механические свойства бентонитных глин по месторождению представлены в табл. 6.2.

Таблица 6.2

Физико-механические свойства глин

№	Наименование	Ед. изм.	Показатель
1	Плотность	г/см ³	2,61 - 2,72
2	Объемная масса	г/см ³	1,96
3	Предел прочности при расколе	кг/см	3,0 - 10,0
4	Предел прочности при сжатии в естественном состоянии	МПа	14,0 - 22,1
5	Угол внутреннего трения (ρ)	град.	30 - 45
6	Коэффициент разрыхления	-	1,31
7	Естественная влажность бентонитных глин	%	29,6

Прочностные показатели позволяют предполагать у глин способность держать практически вертикальную стенку при высоте уступа 5 м. Осыпание горных пород и возможные критические ситуации при выпадении ливневых осадков будут затрагивать только верхнюю зону пород (пески и дресва) и не приведут к изменению физико-механических и прочностных характеристик массива откоса. Напротив, в процессе отработки месторождения будет наблюдаться постепенное увеличение прочности откоса, связанное с потерей влажности. В связи с отсутствием подземных вод до конечной глубины отработки и очень низкими значениями прогнозных водопритокков за счет атмосферных осадков потери прочности за счет увеличения влажности не произойдет.

Площадь месторождения сложена бентонитными глинами верхнеэоценового возраста, выходящими под пески четвертичного возраста и являющимися региональным водоупором. Пройденными разведочными выработками обследован полный разрез будущего карьера (глубина разведки 28,5-32,5 м). Подземные воды, способные повлиять на отработку месторождения открытым способом (карьером глубиной до 30 м), не обнаружены.

Промышленные запасы бентонитных глин в контуре проектного карьера подсчитаны в контурах соответствующих блоков. Подсчет запасов произведен в экономически обоснованных контурах проектного карьера до горизонта с абсолютной отметкой +460м (обусловлен глубиной отработки –30м), за верхнюю принята граница зоны выветривания глин, с учетом оставленного под ней охранного целика (во избежание засорения полезного ископаемого вскрышными породами), –0,2 м.

С севера, юга, запада и востока границей блоков служит угол откоса бортов карьера, который в соответствии с «Нормами технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом отработки» принят равным 45°. Блоки подсчета запасов, с учетом их особенностей, были подразделены на подблоки, а объем определялся как сумма объемов подблоков.

Вскрышные породы (песок и выветрелые до дресвы бентонитные глины) развиты по всей площади месторождения. Объем их в контуре проектного карьера определен методом геологических блоков. Расчет средних мощностей песка и выветрелых глин (с учетом охранного целика – 0,2 м) выполнен методом среднего арифметического значения.

С целью оценки пригодности бентонитной глины в качестве экраняющего защитного слоя для укладки на него рудного материала без применения геомембранной пленки в производственных условиях проведены соответствующие лабораторные испытания.

В ходе испытаний, были проведены тесты на проникновение сквозь утрамбованный слой глины влаги, а также на сорбционные свойства глины по отношению к растворенному золоту. Опыты проводились при комнатной температуре. В ходе проведения эксперимента, определена естественная влажность 28,7%. Готовая масса уплотнялась вручную формователем до получения толщины слоев 0,3 и 0,5 м. Выдерживание глины в емкости происходило в течение 48 часов, после чего в емкость заливалась вода в объеме 0,12 м³, зафиксирован первоначальный уровень наполнения воды и велось наблюдение в течение пяти суток. Результаты первого опыта представлены в табл. 6.3.

Таблица 6.3

Результаты опыта на проницаемость глины

№	Толщина утрамбованной глины, м	Объем залитой воды в емкость, м ³ .	Объем дренированной воды по истечении 5 суток, м ³
1	0,3	0,12	0,001
2	0,5	0,12	0,0005

Из табл. 6.3 видно, что по истечении пяти суток под днище емкости просочилось 0,001-0,0005 м³ воды, что составляет 0,83-0,42% соответственно от общего объема

залитой воды. Изучение характера образования влаги на днище емкости, скопившейся ближе к ее стенкам, позволило сделать вывод, что раствор просочился не через сам слой глины, а по стенкам пластикового сосуда, в котором проводился эксперимент. По результатам проведенного опыта был сделан вывод, что толщина слоя бентонитной глины 0,3-0,5 м вполне обеспечивает необходимую гидроизоляцию дна емкости.

Затем изучена сорбционная активность глины при контакте с золотосодержащим водным раствором. Тест проводили в следующем порядке: в стеклянную посуду с помещенным в нее импеллером, поместили навеску глины весом 0,2 кг и добавили в нее насыщенный золотосодержащий раствор объемом 1 л. Агитация твердой и жидкой фаз производилась при постоянном перемешивании. По истечении 24 и 48 часов были отобраны пробы твердой и жидкой фаз и проведены анализы содержания в них золота. Анализ на содержание золота в растворе проведен атомно-абсорбционным методом, в твердой фазе (кеке фильтрации после отмывки) – пробирным методом. Результаты второго опыта представлены в табл. 6.4.

Таблица 6.4

Результаты опыта по изучению сорбционной активности глины при постоянном перемешивании

№	Время агитации, час	Исходное содержание золота в растворе, мг/л	Остаточное содержание золота в растворе, мг/л	Содержание золота в кеке фильтрации после отмывки, г/г
1	24,0	0,460	0,460	0,00
2	48,0	0,460	0,460	0,00

При изучении данных, представленных в табл. 6.4, видно, что содержание золота в растворе не снизилось после проведения 48-часовой агитации с глиной, в отмытой после контакта с золотосодержащим раствором глине золото не обнаружено.

На дальнейшем этапе, проведен тест на сорбционную активность уплотненной глины при контакте с золотосодержащим раствором без перемешивания. Для этого на днище стеклянной посуды сформирован и утрамбован слой глины толщиной 3-5 см. Затем в нее добавили насыщенный золотосодержащий раствор объемом 1 л. По истечении 24 и 48 часов были отобраны пробы твердой и жидкой фаз и проведены анализы содержания в них золота. Результаты третьего опыта представлены в табл. 6.5.

Таблица 6.5

Результаты опыта по изучению сорбционной активности уплотненной глины без перемешивания

№	Время контакта, час	Исходное содержание золота в растворе, мг/л	Остаточное содержание золота в растворе, мг/л	Содержание золота в кеке фильтрации после отмывки, г/т
1	24,0	0,460	0,460	0,00
2	48,0	0,460	0,460	0,00

Опыт показал, что в уплотненном состоянии по истечении 48 часов контакта с золотосодержащим раствором, бентонитная глина Тамдытауского месторождения не абсорбировала золото из раствора.

Таким образом, по итогам проведённых исследований сделан вывод о пригодности бентонитной глины Тамдытауского месторождения для сооружения защитного экранирующего слоя.

Далее проведены полупромышленные испытания по применению бентонитной глины. В ходе испытаний площадка испытания была разделена на 4 секции, где средняя толщина глин в секциях составляла 15, 20, 25 и 30 см. Испытания показали увеличение проницаемости глины с уменьшением ее толщины, а при толщине 30 см проницаемость оказалось незначительной для проектируемой технологии укладки руды на экранирующий слой в верхних ярусах ПВ. Так, в 2018 году был разработан рабочий проект строительства экранирующего слоя на ПВ рудника ЦКВЗ, где предусматривалось поэтапное строительство экранирующего слоя из бентонитной глины, защитного слоя из выщелоченной руды, дренажной системы и дренажного слоя из щебня. По окончании строительства основания одной полосы к концу 2018 года начата отсыпка руды на данную полосу. Так, поэтапно были построены все спроектированные 4 полосы и начато их орошение (рис. 6.6 и 6.7). Первые результаты выхода растворов показали, что идет постепенный рост содержания благородного металла в выходящих растворах из соответствующих лаундеров, что доказывает правоту предварительных расчетов.



Рис. 6.6. Укладка защитного экранирующего слоя из бентонитной глины на 4-м ярусе ПВ



Рис. 6.7. Процесс трамбовки бентонитной глины на 4-м ярусе ПВ рудника ЦКВЗ

С целью оценки достигнутой эффективности от применения описанного выше способа, рассмотрим выходные характеристики ведения процесса кучного выщелачивания на пятых ярусах рудного штабеля, на 4-м ярусе одного из которых (при строительстве II очереди) сооружен защитный экран из бентонитной глины, а на второй полосе проводился стандартный процесс КВ.

В производственных условиях проведения кучного выщелачивания основным фактором, влияющим на показатели извлечения металла из горной массы, является концентрация золота в выходящем из кучи раствора орошения, а также дебет (выход) растворов с подушек выщелачивания. Как показала практика эксплуатации рудных штабелей, при укладке руды на 5-й ярус из-за фильтрации раствора через рудный штабель высотой 50 м для выхода раствора потребуется 35-38 суток, что приводит к уменьшению объемов циркуляционных растворов, снижению концентрации металла в растворе и степени извлечения золота, увеличению забора технической воды.

Основной задачей экранирующего глинистого слоя является предотвращение фильтрации через нижние ярусы. С 22 декабря 2018 года начата укладка руды на защитный глинистый слой. 29 декабря произведен запуск орошения на площади 7528 м². С 13 января 2019 г. начал выходить раствор с уложенной руды.

На рисунке 6.8 представлен график изменения содержания золота в орошающем растворе, выходящим при орошении «стандартной» полосы «Ст» и «инновационной» полосы «Бн».

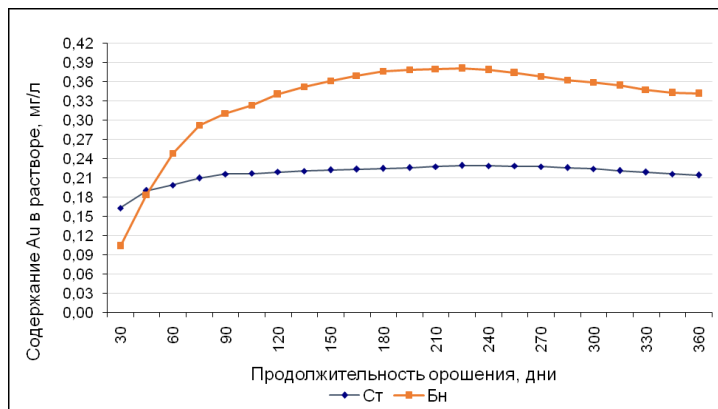


Рис. 6.8. Изменение содержания золота в получаемых растворах с полос «Ст» и «Бн»

Как видно из рисунка 6.8, содержание основного металла при эксплуатации полосы «Ст» за год эксплуатации не превышает значения 0,23 мг/л, а также имеет тенденцию к дальнейшему снижению. За тот же период эксплуатации полосы «Бн» содержание золота достигло максимального значения 0,38 мг/л, что соответствует выходу с первого яруса вновь укладываемого штабеля руды.

На рисунке 6.9 показан график динамики изменения выхода растворов с полос «Ст» и «Бн».

По сравнению с укладкой руды на полосе «Ст», укладка руды на полосу «Бн» привело к уменьшению продолжительности выхода растворов, поддержанию заданных объемов растворов, увеличению содержания золота в растворе и степени извлечения золота из руды. Кроме того, не нарушен баланс циркуляционных растворов, что позволило не увеличивать потребление технической воды для производственных нужд.

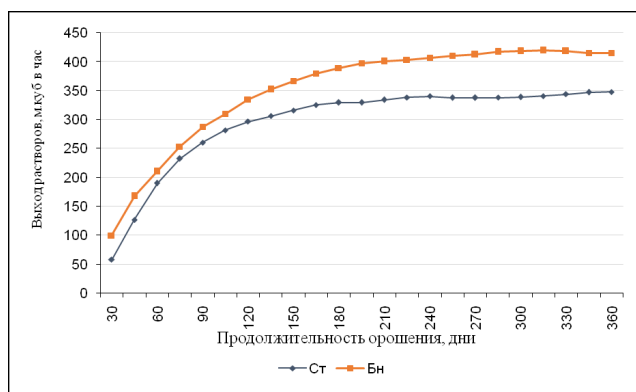


Рис. 6.9. Динамика изменения выхода растворов с полос «Ст» и «Бн»

Таким образом, внедренное в производственных условиях рудника ЦКВЗ инновационное технологическое решение, предусматривающее замену синтетической геомембраны на бентонит отечественного месторождения, позволило существенно снизить финансовые затраты для сооружения подушек выщелачивания и увеличить на 20% выпуск золота по сравнению с ранее применяемым технологическим процессом.

6.4. Кучное бактериальное выщелачивание золота из сульфидных руд

Увеличение природных и техногенных ресурсов упорных руд, требующих сложных и дорогостоящих перерабатывающих комплексов, обуславливает целесообразность применения для их переработки упрощенных технологий, наиболее перспективная из которых базируется на основе кучного выщелачивания с использованием микроорганизмов для разложения сульфидов.

В Узбекистане существенную долю минерально-сырьевой базы золота составляют упорные золотомышьяковые сульфидные руды. Упорный характер этих руд определяется тонкой вкрапленностью золота в сульфидах, что делает малоэффективным применение традиционного способа извлечения – цианирования. В мировой практике подобные руды перерабатываются с применением технологий на основе окислительного обжига, автоклавного и бактериального выщелачивания. В последние годы все большее предпочтение отдается биогидрометаллургической технологии, включающей бактериальное окисление в активном режиме (в чанах) с последующим цианированием.

Поэтому для переработки упорных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау в проекте предусмотрена технология бактериального окисления сульфидов, при которой золото должно освобождаться и быть доступным для цианистых растворов.

Данная схема переработки сульфидных руд, включала в себя рудоподготовку, флотационное обогащение, бактериальное окисление сульфидного флотационного концентрата и сорбционное цианирование продуктов бактериального окисления.

После проведения пуско-наладочных работ и вывода нового комплекса на максимальную производительность было выявлено, что достижение проектных показателей не представляется возможным в силу некоторых объективных причин:

- несоответствие жестких требований (постоянство вещественного состава перерабатываемых руд) выбранной

технологии бактериального окисления и реально существующего разнообразия руд месторождений Кокпатас и Даугызтау (40 различных рудных тел), что приводит к контрастности получаемого флотоконцентрата по содержанию элементов;

- наличие в рудах месторождений золота, связанного с углеродистым веществом, которое не вскрывается по существующей технологии биоокисления;

- тесная ассоциация по типу «взаимопрорастания» сульфидов и углистого вещества.

В целях улучшения показателей проводились опытно-промышленные работы по оптимизации технологических переделов. Налажена подготовка руды к флотации в измельчительном отделении, дополнительно построена опытно-промышленная линия межцикловой флотации, введен в эксплуатацию опытно-промышленный узел гидроциклонирования флотоконцентрата с последующим доизмельчением.

Перечисленные работы положительно отразились на технологических показателях завода, однако к кардинальному повышению извлечения золота не привели.

Проведенные исследования показывают, что даже после бактериального окисления продукт содержит до 25% не извлекаемого цианированием золота. Причиной последнего является наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау углистого золота в количестве 15-20% от общего, в отдельных случаях достигает до 30% (для руд Даугызтау).

Углеродистые образования, которые являются характерной особенностью Кокпатасских и Даугызтауских руд, по данным рентгеноструктурных исследований представ-

ляют агрегаты тонкодисперсных частиц органики в субмикроскопическом, рассеянном состоянии, пигментирует поверхность других минералов и цементирует их. По характеру нахождения в руде оно классифицируется как рассеянное углеродистое вещество (РУВ).

Установлено, что наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау рассеянных углеродистых образований оказывает блокирующее действие на золото и сульфиды при определенных технологических операциях. Это обусловлено тесной природной ассоциацией углеродистого вещества с золотом и сульфидами, а также образованием вторичных (техногенных) покрытий на поверхности минералов.

В трудах специалистов НГМК по результатам детальных научных исследований и производственных экспериментов обоснована целесообразность применения комбинированных технологий для переработки данных упорных золото-сульфидных руд. Для переработки таких руд учеными Навоийского горно-металлургического комбината была разработана и внедрена комбинированная технологическая схема.

Вначале проводится процесс биокисления флотоконцентрата. В результате вскрывается золото, ассоциированное с сульфидными минералами, которое извлекается на последующей стадии сорбционного цианирования, а основная часть мышьяка растворяется и переводится в твёрдое состояние в виде нерастворимого скородита (FeAsO_4). Далее твердый продукт сорбционного выщелачивания с низким содержанием мышьяка подвергается окислительному обжигу, при котором удаляется углеродистое вещество, что приводит к тому, что на

заключительной стадии сорбционного цианирования из обожжённого материала (огарок) извлекается значительная доля золота.

Результаты исследований специалистов НГМК запатентованы в патентном ведомстве Республики Узбекистан. В 2017 году на международном конкурсе за данный патент присуждена Золотая медаль Всемирной организации интеллектуальной собственности при ООН «За изобретательство».

Для внедрения патента в производство в НГМК построена и запущена в работу опытно-промышленная установка (ОПУ) по обжигу хвостов сорбции с использованием трубчато-вращающейся печи. Эксплуатация ОПУ в течение 3-4 лет с оптимизацией его показателей показала очень высокую эффективность комбинированной схемы. Недостатком установки была ее низкая производительность. Перед НГМК встал вопрос повышения производительности обжиговой печи. В результате поиска в этом направлении в качестве агрегата обжига выбор был сделан в пользу печи с циркулирующим кипящим слоем (ЦКС). Данный тип оборудования обеспечивает высокую производительность процесса обжига наряду с отличными показателями по удалению вышеупомянутых элементов, являющихся причиной упорности материала к процессу цианирования. На данное оборудование получен патент защищающий право на «Промышленную установку окислительного обжига хвостов сорбционного выщелачивания золота». Настоящий патент зарегистрирован на территории Германии. Также особенного внимания

заслуживает узел мокрой очистки, в котором был реализован многостадийный процесс охлаждения и промывки газа, обеспечивающий соблюдение требований по остаточным содержаниям вредных примесей отходящего газа, таких как мышьяк и сера, на выходе из установки. Все это послужило основанием для реализации в НГМК проекта с использованием высокопроизводительной печи обжига ЦКС.

Перед принятием решения о строительстве установки обжига была проведена многостадийная исследовательская работа, включающая в себя как лабораторные, так и полупромышленные испытания. Кроме собственно испытаний по обжигу, были проведены исследования всех подготовительных операций, которые необходимо провести перед обжигом, таких как обезвоживание хвостов с отмывкой фильтр-кека от цианидов, сушка фильтр-кека, грануляция высушенного фильтр-кека в условиях, максимально приближенных к реальным условиям промышленной установки. На основании полученных в результате испытаний данных был произведен расчет компонентов основного технологического оборудования промышленной установки окислительного обжига хвостов сорбции.

Внедрение технологии с использованием современной высокоэффективной печи обжига с циркулирующим кипящим слоем обеспечило дополнительное получение готового продукта из сбросных хвостов сорбции кека биоокисления.

Следует отметить, что биоокислительную переработку в чанах целесообразно применять для флотоконцентрата. Биоокисление сырьевой руды таким методом неоправданно из-за высоких затрат. В этом плане представляет интерес

бактериальная обработка сульфидного золотосодержащего сырья кучным выщелачиванием, которое может быть более выгодно за счёт исключения энергоёмких переделов. Потенциальными объектами для применения такой технологии могут являться техногенные отходы (склады, забалансовые руды и др.) месторождений Кокпатас и Даугызтау.

Увеличение ресурсов упорных руд создало предпосылки для постановки исследований по изучению процессов предварительного биоокисления сульфидных руд кучным методом. Проведенный анализ проблем кучного выщелачивания с применением микроорганизмов показывает, что необходимо строгое апробирование метода, так как региональный состав руд и вмещающих пород требует индивидуальных подходов к технологии ведения процесса.

Для изучения возможности биоокисления сульфидных руд месторождения Кокпатас кучным способом Институтом микробиологии АН РУз проведены лабораторные и полупромышленные испытания. Лабораторные исследования начались с чанового биовыщелачивания с использованием бактерий *A.ferrooxidans* и термофильных микроорганизмов *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, которые способны окислять серу, железо и сульфидные минералы в интервале температур от 20 до 60°C при концентрации в исходном рабочем растворе 10^7 - 10^8 кл/мл. Ассоциация бактерий К-1 и штамм КСБ составлены из микроорганизмов, выделенных из сульфидной руды месторождения Кокпатас, которые обладали природной устойчивостью к элементам, переходящим в раствор при выщелачивании руды. Адаптация осуществлялась при

культивировании бактерий в жидкой среде с внесением в нее измельченной руды.

Анализ развития микроорганизмов в условиях кучного выщелачивания золотосульфидной руды месторождения Кокпатас показал, что они обладают различной окислительной активностью. Максимальная окислительная активность была показана при использовании в бактериальном орошении ассоциации бактерии К-1. Наименьший вынос окисленного железа наблюдался в средах культивирования *A. ferrooxidans* штамм 3-9 М.

Изучен химический состав руды. Эффективность окисления определена цианированием. Опыты по прямому цианированию, биоокислению и цианированию после биоокисления проводили на пробе, измельченной до 80% фракций класса $-0,074$ мм. Для цианирования принята стандартная методика ($C_{NaCN}=0,3$ г/дм³, Т:Ж=1:2, рН=10,5-11,5). Процесс биоокисления проводили в реакторах ($V=5$ л) с механическим перемешиванием и воздушной аэрацией.

Результаты лабораторных опытов в активном режиме показали пригодность сульфидных руд месторождения Кокпатас к биоокислению. После чанового биоокисления в течение 10-12 сут. извлечение золота составило 60-80%, а при прямом цианировании 25,7%.

Для определения принципиальной возможности биоокисления сульфидных руд месторождения Кокпатас в перколяционном режиме проводили лабораторные опыты в колоннах диаметром 219 мм и высотой 1,5 м при различной крупности рудного материала. При этом извлечение золота за 150 сут. бактериального окисления составило в различных вариантах лабораторных опытов от 45 до 52%. Результаты

исследований показали, что наличие карбонатов в рудах месторождения Кокпатас требует предварительного закисления (декарбонизация) для обеспечения заданного значения pH при биоокислении.

Процесс биоокисления сульфидов наиболее интенсивно протекает после 30 суток бактериального орошения. Было установлено, что в первую очередь при бактериальном воздействии разрушается арсенопирит, что сопровождается выносом элементов-спутников в выщелачивающий раствор.

Для подтверждения результатов, полученных при лабораторных исследованиях, была создана опытно-промышленная установка (ОПУ) по кучному биоокислению (на базе ГМЗ-3, г. Учкудук). Для этого площадка размером 30x15 м была обнесена с трех сторон бортами высотой 1,0 м, днище, имеющее уклон 3°, покрыли изоляционным кислотостойким покрытием (ПСГ) в два слоя. Для предотвращения механических повреждений изоляционного покрытия поверх него был уложен слой 100 мм гранитного щебня фракцией 3,0 мм. Далее следовал дренажный слой гранитного щебня фракцией 25 мм, внутри которого была смонтирована система аэрации.

Дробленую руду до класса крупности -20 мм укладывали в штабель слоями по 0,5 м. Из каждого слоя по сети 3x3 м отбирали пробы массой 3 кг. После завершения укладки дробленого материала в кучу (штабель) из всех проб квартованием формировали среднюю пробу для гранулометрического (табл. 6.7), рационального и химического анализа. При этом усредненная проба имела следующий химический состав: Fe_{общ} – 5,9%; Fe²⁺ – 2,55%; As – 0,91%; S_{общ} – 2,3%; S_{сульф.} – 2,1%; CO₂ – 4,4%; Au – 3,4 г/т.

Таблица 6.7

Гранулометрическая характеристика пробы

Класс крупности, мм	+20	-20+10	-10+5,0	-5,0+2,0	-2,0+1,0	-1,0+0,4	-0,4+0,074	-0,074
Выход %	10,7	35,4	17,0	17,9	5,9	3,1	5,5	4,5

На этой же пробе определяли извлечение золота цианированием, которое проводили в следующем режиме: цианирование 6 ч; сорбция 12 ч; конечная концентрация цианистого натрия 80 мг/л. При этом получены следующие показатели: содержание золота в руде после цианирования 2,9 г/т; извлечение золота 26,5%; содержание золота в «хвостах» 2,5 г/т.

Масса руды, уложенной в штабель, составила 1200 т, высота штабеля 2 м, площадь основания 450 м², площадь поверхности 298 м². По верхнему периметру штабеля из нержавеющей трубы П-образной формы был смонтирован магистральный трубопровод с оросительной системой из полиэтиленовых распределительных патрубков через 0,6 м, оснащенных эмиттерами (707 штук) для капельного орошения. Распределительные патрубки укладывали по длине кучи, а также по периметру штабеля для орошения откосной части штабеля (рис. 6.10).

После монтажа оросительной системы была проведена декарбонизация рудной массы в штабеле путём её последовательного орошения растворами серной кислоты кон-

центрацией 2; 10 и 30 г/л с целью уменьшения коагуляции дренажного слоя продуктами разложения карбонатов. Плотность орошения сернокислотными растворами составляла 0,12-0,15 литров в минуту на м^2 и продолжалась до установления стабильных значений $\text{pH}=2,0-2,5$. Процесс декарбонизации продолжался 52 дня, а расход кислоты составил 21 кг/т.

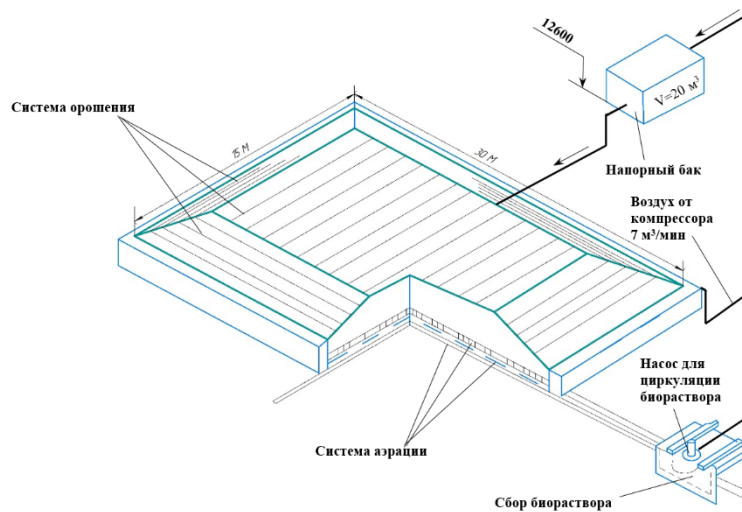


Рис. 6.10. Опытно-промышленная установка для кучного биовыщелачивания золота из сульфидных руд

После декарбонизации рудной массы было начато орошение поверхности штабеля бактериальными растворами с плотностью 0,12-0,15 литров в минуту на м^2 . Использовались ацидофильные железooksисляющие культуры бактерий, имеющиеся в коллекции Института микробиологии АН РУз, выделенные из сульфидной руды месторождения Кокпатас и адаптированные к исходной руде в штабеле. Вытекающие из

штабеля бактериальные растворы собирались в зумпфе (см. рис.6.10), анализировались на содержание Fe^{3+} , Fe^{2+} , As^{5+} , $As_{общ}$, количество микроорганизмов, уровень pH и Eh, по которым осуществляли контроль процесса биоокисления в период опытных работ.

В течение первых двух месяцев наблюдали постепенное увеличение концентрации Fe^{2+} , и As^{5+} в жидкой фазе. Самая высокая их концентрация 3,0-4,0 г/л Fe^{2+} и 1,0-2,0 г/л As^{5+} отмечалась в конце второго месяца эксплуатации. При этом температура внутри штабеля увеличилась с 17-19 до 23-25 °С. Анализ развития микроорганизмов показал, что наибольшую активность бактерии имели именно в этот период. Затем на протяжении 15-20 суток их активность стабилизировалась, после чего начала постепенно снижаться. На 150-е сутки опытные работы были приостановлены.

После окончания опытных работ для изучения изменения химического состава рудной массы было проведено опробование штабеля методом шурфования. Шурфы имели размеры в верхней части 1,0x1,0 м при глубине 1,8 м. Пробы отбирали со стенок на всю глубину шурфа. При этом на стенках шурфов были отмечены зоны окисления бурой и красно-бурой окраски с довольно четкими границами. Такие зоны имели вытянутую на глубину форму сужающихся столбообразных тел размером 10-30 см в поперечнике (рис. 6.11). По краям зон окисления встречены кусочки элементарной серы диаметром 1,0-3,5 см. Материал между зонами окисления имеет первично серую и темно-серую окраску. С целью подтверждения различной степени

окисления бурых и серых руд были отобраны отдельные пробы по этим зонам (пробы КБ – бурая и КС – серая) и проведено их цианирование. Извлечение золота из пробы КБ составило 53,76%, а из пробы КС – 36,7%.

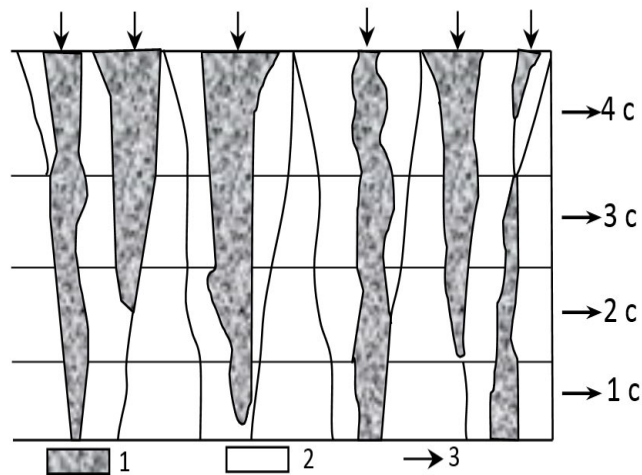


Рис. 6.11. Развертка стенок шурфа: 1 - зона окисления; 2 - неокисленная зона;
3 - эмиттер для капельного орошения руды

Важным фактором, определяющим бактериально-химические процессы, проходящие в условиях фильтрации, является объем орошающего раствора. Известно, что продвижение раствора внутри штабеля зависит от скорости потоков на единицу поверхности. При малых скоростях потоков распределение является неустойчивым, при высоких скоростях потока распределение является более стабильным и полным. Очевидно, трудно изменить условия раздробленной массы, однако их можно улучшить, удаляя железо и мышьяк из раствора, частично заменяя водой растворы, богатые железом и мышьяком, а также регулируя pH раствора.

Изменением количества орошающих бактериальных растворов (8, 10, 15% от веса руды) установлено, что регулированием интенсивности орошения можно управлять выносом элементов в раствор. При этом наблюдаются различия в окислительной активности бактериальных растворов (табл. 6.6), когда при объеме орошающего раствора 8% отмечается значительный вынос ионов никеля и кобальта уже на 75-е сутки бактериального орошения, что является косвенным подтверждением деструкции сульфидов в рудной массе. Увеличение количества орошающего раствора до 15% от веса горной массы не приводит к существенным изменениям в выносе примесей.

Таблица 6.6

**Результаты химического анализа растворов
бактериального выщелачивания**

Количество раствора от веса руды	Концентрация элементов, мг/л			
	Ni	Co	Cu	Zn
10%	76,75	26,0	34,4	66,6
15%	69,0	22,35	24,75	51,0
8% (75 сут.)	74,5	32,0	21,5	60,5
8% (120 сут.)	58,1	1,0	19,9	52

На основании проведенных исследований по кучному биовыщелачиванию руд месторождения Кокпатас отобрана ассоциация микроорганизмов К-1, составленная из *Acidithiobacillus ferrooxidans* и термофильных микроорганизмов *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, способная развиваться в широком диапазоне температур, что актуально для

развития биотехнологических способов в климатических условиях Кызылкумского региона, а также определен рациональный объем орошающего раствора, который не должен превышать 8% от объема рудной массы.

Таким образом, проведенный комплекс исследований по биоокислению сульфидных руд месторождения Кокпатас при кучном выщелачивании показал следующие результаты:

- лабораторные опыты по биоокислению в активном режиме показали пригодность сульфидных руд к биоокислению. За 10-12 суток чанового биоокисления достигнуто извлечение золота 60-80%. Извлечение при прямом цианировании составило 25,7%;

- в условиях лаборатории установлена принципиальная возможность ведения биоокисления в перколяционном режиме. За 150 суток бактериального окисления извлечение золота составило от 45 до 52% в различных вариантах лабораторных опытов. Выявлено, что наличие карбонатов в рудах Кокпатас требует предварительного их закисления;

- показана техническая возможность проведения процесса на упорных рудах в крупном масштабе. Появление элементарной серы свидетельствует о прохождении в опытном штабеле реакций биоокисления, что подтверждается рациональным анализом материала до и после биоокисления, который показал снижение доли золота, ассоциированного с сульфидами на 20-22%;

- выявлено, что в больших масштабах декарбонизацию необходимо проводить в режиме последовательной отмывки карбонатов растворами серной кислоты концентрацией 2, 10, 30 г/л с целью уменьшения кольматации дренажного слоя продуктами закисления;

- проведенный анализ извлечения золота по пробам, отобранным из опытной кучи по завершении эксперимента, показывает разброс в значениях от 36,67 до 53,76%. Это объясняется недостатками конструкции оросительной системы опытно-промышленной кучи и неравномерностью орошения. Однако этот недостаток не уменьшает достоинств первого крупномасштабного опыта бактериального окисления золотосодержащих сульфидных руд месторождения Кокпатав.

Кучное биовыщелачивание руд месторождения Марджанбулак проверено на рудной массе из отвалов шахты Сарык-Бель. Представленная для испытаний руда характеризовалась относительно низким содержанием золота – 1,68 г/т, относительно невысокой карбонатностью и низкой сульфидностью руды (0,96%) при относительно высоком (5%) содержании С. Результаты химического и гранулометрического анализов пробы МБ-38 представлены в табл. 6.7, 6.8 и 6.9. Из представленных данных следует, что проба МБ-38 характеризуется относительно низкой карбонатностью. При этом наибольшее количество карбонатов находится в классах $-10+5$ мм; $-5+2$ мм, в которых сосредоточено и максимальное содержание золота и серебра. Следует отметить высокие концентрации этих металлов, а также серы сульфидной в классе $-0,074$ мм. Результаты рационального анализа, свидетельствуют о том, что более 20% золота ассоциировано с сульфидными минералами и углистым веществом.

Изучение бактериального окисления сульфидов руды проводилось в колоннах как в режиме проточного орошения бактериальными растворами, так и при агломерации руды микроорганизмами. Вес каждой пробы составлял от 6 до 15 кг. Колонны имели разъемную конструкцию для анализа результатов биоокисления по всей длине пробы.

В исследованиях использовались 2 ассоциации микроорганизмов:

1. 3-9 М выделена из руды месторождения Марджанбулак, состояла из мезофильных железо- и сероокисляющих бактерий при исходном количестве клеток $2,5 \cdot 10^7$ кл/мл.

2. К-1 выделена из руды месторождения Кокпатас, состояла из мезофильных железо- и сероокисляющих бактерий, а также термофильных микроорганизмов при исходном количестве клеток $2,5 \cdot 10^7$ кл/мл.

Таблица 6.9

Гранулометрическая характеристика сульфидной руды

Классы крупности	Выход классов крупности, %	Содержание, г/т		Распределение, %	
		золото	серебро	золото	серебро
-10,0+5,0	33,3	2,40	34,8	47,6	39,1
-5,0+2,0	24,9	0,80	19,9	11,9	16,7
-2,0+1,0	11,7	0,90	22,5	6,2	8,8
-1,0+0,4	6,2	1,40	29,6	5,1	6,2
-0,4+0,2	6,8	2,20	34,9	8,9	8,0
-0,2+0,16	1,7	1,90	29,1	1,9	1,6
-0,16+0,10	2,1	2,10	37,7	2,6	2,6
-0,10+0,074	1,5	2,00	41,4	1,8	2,0
- 0,074	11,8	2,00	37,7	14,0	15,0
Итого:	100,0	1,68	29,6	100,0	100,0

В ряде случаев в бактериальный раствор, используемый при орошении, вносили полимер Д-10 и ПВП.

Орошение ассоциацией бактерий К-1 в объёме 8-10% от веса руды происходило в течение 150 суток. За этот период 5 раз было отмечено снижение выхода рециркулирующих растворов на 30-50%.

В течение опытных исследований в рециркулирующих растворах контролировались такие параметры, как рН, ОВП, температура, концентрации двух- и трехвалентного железа, трех- и пятивалентного мышьяка, а также количество клеток микроорганизмов.

Анализ окислительной активности микроорганизмов в процессе бактериального выщелачивания руды месторождения Марджанбулак показывает, что применение различных штаммов бактерий и водорастворимых полимеров способствует тому, что максимальные показатели окисленного железа (18-14 г/л) достигаются в период 45-80 суток процесса бактериального выщелачивания, причем применение водорастворимых полимеров в значительной мере способствует повышению железooksисляющей активности. Максимальная концентрация пятивалентного мышьяка составляла от 0,558 до 0,594 г/л. Показатели ОВП, характеризующие окислительную способность бактериальных растворов, достигают пика 710-723 мВ во временной период 45-80 суток процесса бактериального выщелачивания.

Впоследствии начинается спад окислительной активности, которая достигает своих минимальных значений к концу опыта. Следует отметить, что добавки полимеров в орошающий раствор показали неоднозначные результаты. Так, добавка полимера ПВП в орошающий раствор простимулировала геохимическую активность микроорганизмов на всем протяжении опыта и, особенно, в первые 40 суток. Однако применение полимера Д-10 не привело к значительному увеличению геохимической активности микроорганизмов и не стимулировало повышенную адгезию последних к поверхности минералов.

Известно, что такие металлы, как никель, кобальт и др., являются спутниками сульфидных золотосодержащих минералов. Анализ выходящих растворов показывает, что уже на 60-е сутки концентрация никеля в растворе может достигать в некоторых вариантах опыта 63,28 мг/л, а цинка – 288 мг/л, причем введение в орошающий раствор водорастворимого полимера стимулирует процесс выхода этих элементов на 20-30%. Увеличение концентрации кобальта, никеля, цинка и меди в растворе фильтрации свидетельствует об интенсивности протекающих процессов биоокисления сульфидных минералов и, в частности, пирита, который является для данного типа руды основным золотосодержащим минералом.

Анализ кеков бактериального выщелачивания показывает, что в процессе длительного бактериального орошения происходят изменения гранулометрических характеристик в сравнении с исходной пробой (табл. 6.10), отмечается уменьшение выхода классов крупности $-10,0+5,0$ мм с 33,3 до 21,2-28,5 мм и однозначное увеличение во всех вариантах опыта начинается с класса крупности $-0,4+0,2$ мм.

Проведенное исследование кеков бактериального выщелачивания показывает, что за время бактериального орошения произошли значительные изменения в содержании различных элементов: так, содержание серы сульфидной уменьшилось на 44,8-54,2%, мышьяка на 16,1% (табл. 6.11). Декарбонизация руды прошла достаточно полно, в некоторых вариантах свыше 90%. Однако минеральные формы ассоциации золота с углеродистым веществом остались мало затронутыми процессом биоокисления.

Таблица 6.10

**Гранулометрическая характеристика пробы МБ-38
руды до и после биоокисления**

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %		
	Исходная руда	После биоокисления	
		Колонна 29	Колонна 30
-10,0+5,0	33,3	21,2	28,5
-5,0+2,0	24,9	37,9	23,1
-2,0+1,0	11,7	9,2	12,7
-1,0+0,4	6,2	3,7	7,3
-0,4+0,2	6,8	8,5	7,7
-0,2+0,16	1,7	1,8	2,0
-0,16+0,10	2,1	2,1	2,5
-0,10+0,074	1,5	1,6	1,8
-0,074	11,8	14,0	14,4
Итого:	100,0	100,0	100,0

Таблица 6.11

**Результаты химического анализа пробы МБ-38 руды
месторождения Марджанбулак до и после
перколяционного биоокисления**

Наименование продукта	Содержание, %						
	Au	S _{общ}	S _s	As	Fe _{общ}	CO ₂	C _{общ}
Исходная руда	1,68	1,46	0,96	0,031	6,06	2,46	5,4
№ 1 Кек после биоокисления при орошении бактериальными растворами	1,70	1,30	0,45	0,02	5,3	0,33	4,6
№ 2 Кек после биоокисления при орошении бактериальными растворами К-1 с полимером ПВИ	1,70	1,30	0,50	0,03	5,8	0,33	4,4
№ 3 Кек после биоокисления при орошении бактериальными растворами 3-9М с полимером	1,70	1,20	0,44	0,02	5,6	0,22	4,4

Результаты рационального анализа кеков БВ показывают, что во всех вариантах опыта происходит увеличение свободного золота за счёт произошедшего в результате бактериального выщелачивания окисления сульфидных минералов, представленных в этой пробе в основном пиритом, содержание которого в исходной пробе составляет 1,78%. Отмечается также уменьшение золота, связанного с гидроокислами и сульфатами железа. Золото, тонковкрапленное в породообразующие минералы, мало затронуто процессом биоокисления. Применение водорастворимых полимеров (ПВП и Д-10) позволило повысить количество свободного золота от 4 до 10%.

Проведенные исследования по биоокислению сульфидных минералов в фильтрационных опытах показали, что применение различных штаммов бактерий и водорастворимых полимеров способствует максимальному выносу окисленного железа (18-14 г/л), причем применение водорастворимых полимеров в значительной мере способствует повышению железooksисляющей активности. Максимальные концентрации пентавалентного мышьяка от 0,558 до 0,594 г/л и показатели окислительно-восстановительного потенциала (ОВП), характеризующие окислительную способность бактериальных растворов, достигают пика 710-723 мВ также в период 45-80 суток процесса бактериального выщелачивания. Проведенное исследование кеков бактериального выщелачивания показывает, что за время бактериального орошения произошли значительные изменения в содержании различных элементов: так, содержание серы сульфидной уменьшилось на 44,8-54,2% (руда –19 мм) и 46,7-67,7% (руда

–5 мм). Декарбонизация руды прошла достаточно полно, в некоторых вариантах свыше 90%. Однако минеральные формы ассоциации золота с углеродистым веществом остались мало затронутыми процессом биоокисления.

Цианирование руды после биоокисления выполнялось по стандартной методике и, ввиду высокого содержания в руде органического вещества – 5,4%, являющегося сорбентом золото-цианистого комплекса, сорбционное цианирование осуществлялось при подаче смолы в «голову» процесса. Отмена этапа предварительного цианирования позволила увеличить степень извлечения золота.

Результаты проведенных исследований позволяют нам определить применение ассоциации мезофильных бактерий 3-9М с преимущественным содержанием *A. ferrooxidans*, выделенной из месторождения Марджанбулак, для переработки данного типа руды как наиболее эффективной. Это обеспечило возможность интенсифицировать окислительные процессы и получить извлечение золота 59,4% с учётом потери веса за 150 суток бактериального орошения по сравнению с исходным 31,5%.

Заключение

Кучное выщелачивание золота из складских запасов забалансовой руды карьера Мурунтау имеет характерные особенности протекания процесса, обусловленные применением многоярусного штабеля. При этом технология сооружения подушки выщелачивания, дренажной и оросительной систем отработаны, а в процессе эксплуатации подтвердили свою надежность. Примененный способ разработки складов наклонными слоями обеспечивает высокую степень усреднения руды при добыче, а использование в забое и при формировании штабеля мобильного и передвижного оборудования (самоходный дробильный агрегат, самоходные и передвижные конвейерные перегружатели и отвалообразователь) обеспечивает гибкость технологических схем. Однако применение конвейерного отвалообразователя при укладке руды в штабель способствует сегрегации материала, что ведет к неравномерной проницаемости уложенной рудной массы для рабочих растворов. В этих условиях поток раствора неизбежно будет распределяться пропорционально коэффициенту фильтрации, что при максимальной для верхнего яруса плотности орошения приведет к растеканию раствора внутри штабеля, и будет иметь как положительные, так и отрицательные последствия, существенно влияющие на эффективность выщелачивания.

В качестве основного обобщающего гидрогеомеханического параметра, характеризующего условия процесса

выщелачивания из многоярусного штабеля, необходимо принять высоту выщелачиваемого слоя, который позволяет увязать его с фильтрационными характеристиками сформированного массива и эффективностью процесса выщелачивания в целом. Установлено, что рабочий раствор с богатым содержанием вытесняет из порового пространства штабеля «зависшие» растворы с низким содержанием, которые образовались при окончании предыдущего цикла выщелачивания. Поэтому с увеличением высоты штабеля эффективность выщелачивания будет неизбежно падать, поскольку до 20-30% золота на период более 1,5-2,0 месяца «зависнет» в штабеле. Так, при одновременной работе пяти ярусов и более продолжительность выхода продуктивных растворов с пониженным (в 1,5-2,5 раза) содержанием составляет не менее 1,5-2,0 месяца. При этом установлено, что максимальный удельный выход золота и максимальная интенсивность выхода золота обеспечиваются при 2-х и 3-ярусном штабеле. При большем количестве ярусов интенсивность выщелачивания значительно снижается.

После выхода первого издания книги в результате интенсивного развития горно-металлургической промышленности время диктовало инновационный подход к решению производственных задач. В связи с этим в Навоийском горно-металлургическом комбинате за последние десять лет выполнены работы с учетом новых приоритетов по применению ресурсосберегающих технологий, базирующихся на внедрении высокоэффективных современных способах.

Существующие технологические схемы кучного выщелачивания предполагают отчуждение значительных площадей для размещения штабелей рудной массы. Увеличение площади строительства рудного штабеля для максимального вмещения объема руды в свою очередь влечет дополнительные материальные затраты на подготовку основания штабеля, топливо-энергетические затраты, дополнительное потребление технической воды в процессе орошения и многие другие. Для предотвращения влияния выше перечисленных факторов на экономические показатели КВ, рудный штабель развивают не за счет увеличения площади, а за счет наращивания высоты. Поэтому, с точки зрения экономической целесообразности переработки руды, штабеля строятся в ограниченных площадях с отсыпкой на них руд в несколько ярусов. Но, несмотря на накопившейся мировой опыт работы и проведенным многочисленным исследованиям, до недавнего времени оставались актуальным и требовали дополнительного изучения методы и средства интенсификации процесса КВ золота из высоких штабелей ($H > 50-60$ м). Причиной тому служит ухудшение условий фильтрации растворов, значительная задержка продуктивных растворов в поровом пространстве кучи с увеличением высоты рудного штабеля. Данная теория также подтверждается случаями образования луж на поверхности штабеля при высокой плотности орошения верхних ярусов ПВ. С увеличением высоты рудного штабеля проницаемость рудного массива падает до критически низкого уровня. Причиной данного явления становится нарастающее

уплотнение и кольматация в нижних ярусах штабеля под воздействием силы тяжести, что приводит к ухудшению проницаемости цианистого раствора. Как следствие, снижение коэффициента фильтрации орошаемой площади не позволяет полностью использовать потенциальные возможности применения выщелачивающих растворов.

Возможности увеличения вместимости штабеля за счет увеличения его высоты вступают в противоречие с эффективностью использования потенциальных возможностей выщелачивающих растворов и устойчивости самой кучи, поэтому данный путь требует разработки новых нетрадиционных решений.

Анализ показателей извлечения нескольких полос первого и пятого ярусов показали, что извлечение золота из руд, отсыпанных на пятом ярусе значительно ниже, чем из руд первого яруса.

Результаты мониторинга выхода благородного металла в растворах свидетельствует о том, что орошение обработанной площади четвертого яруса не рационален для дальнейшей переработки применяемой технологией КВ.

Одним из вариантов ускорения оборачиваемости цианистых растворов и соответственно отдачи породой извлекаемого золота, является строительство на четвертом ярусе подушки выщелачивания защитного экранирующего слоя в противовес сооружению новой подушки выщелачивания.

Орошение пятого яруса, уложенного на гидроизолирующем основании, позволит достичь «эффекта первого

яруса», тем самым добиться максимального показателя извлечения золота на 20-25% выше, чем при традиционном ведении работы. При этом нужно знать, что при сооружении нового защитного слоя, необходимо применение синтетической геомембраны, толщиной 1,5 мм. Расчеты показали, что применение полиэтиленовой геомембранной пленки по всей площади строительства приведет к значительным материальным затратам, что поставило вопрос поиска более дешевого материала, заменяющего пленку при одинаковых показателях по проницаемости.

В современных условиях ведения работ на производстве, одной из основных целей инженера заключается в поиске эффективных технологических решений, не требующих больших финансовых затрат. При поиске эффективной альтернативы геомембране, предложено применить бентонит. При этом немаловажно, что на расстоянии 7 км к юго-западу от карьера Мурунтау находится Тамдытауское месторождение бентонитных глин.

С целью оценки пригодности бентонитной глины в качестве экранирующего защитного слоя для укладки на него рудного материала без применения геомембранной пленки в производственных условиях проведены соответствующие испытания. В ходе испытаний, были проведены тесты на проникновение сквозь утрамбованный слой глины влаги, а также на сорбционные свойства глины по отношению к растворенному золоту. По результатам проведенного опыта был сделан вывод, что толщина слоя бентонитной глины 0,3-0,5 м вполне обеспечивает необходимую

гидроизоляцию, а также при контакте с золотосодержащим раствором, бентонитная глина не абсорбирует золото из раствора.

Таким образом, по итогам проведённых исследований сделан вывод о пригодности бентонитной глины Тамдытауского месторождения для сооружения защитного экранирующего слоя.

Был разработан рабочий проект строительства экранирующего слоя на ПВ рудника ЦКВЗ, где предусматривалось поэтапное строительство экранирующего слоя из бентонитной глины, защитного слоя из выщелоченной руды, дренажной системы и дренажного слоя из щебня. По завершении строительства первые результаты выхода растворов показали, что идет постепенный рост содержания благородного металла в выходящих растворах из соответствующих лаундеров, что доказывает правоту предварительных расчетов. По сравнению с укладкой руды на полосу по обычной схеме, укладка руды на полосу бентонитового защитного слоя привело к уменьшению продолжительности выхода растворов, поддержанию заданных объемов растворов, увеличению содержания золота в растворе и степени извлечения золота из руды. Кроме того, не нарушен баланс циркуляционных растворов, что позволило не увеличивать потребление технической воды для производственных нужд.

Таким образом, внедренное инновационное технологическое решение, предусматривающее замену синтетической геомембраны на бентонит отечественного месторождения,

позволило существенно снизить финансовые затраты для сооружения подушек выщелачивания и увеличить на 20% выпуск золота по сравнению с ранее применяемым технологическим процессом.

Другим инновационным техническим решением является повышение эффективности использования площади штабеля руды при проведении процесса кучного выщелачивания золота. Специфика укладки предварительно дробленной руды для проведения процесса кучного выщелачивания золота подразумевает наложение друг на друга рудных ярусов до восьми. При формировании штабеля, он приобретает форму усеченной пирамиды или «пирога», у которой склоны при орошении не контактируют с выщелачивающим раствором.

Проведенные исследования показали, что на отдельных непроработанных участках откосной зоны до 60% запасов имеют содержание более 1 г/т, а 80% – более 0,75 г/т и данные участки весьма привлекательны с точки зрения повторного использования рудного материала. При этом из непроработанной рудной массы можно доизвлекать от 25 до 35% золота. Как один из вариантов, предложено для извлечения руды из непроработанных участков откосной зоны использовать технологию бульдозерных работ, отличительной особенностью которой является «косая» схема перемещения рудной массы по разрабатываемому участку для формирования штабеля. Повторное вовлечение в процесс выщелачивания руды, уложенной в откосы в смеси со «свежей» рудной массой, может обеспечить рост объема

перерабатываемой руды и соответственно выпуска золота. Но данный способ требует отвлечения горной техники, трудозатрат и может повлиять на устойчивость всей подушки выщелачивания, кроме того, требует разработки особых мероприятий по обеспечению безопасной работы КВ.

В целях вовлечения дробленной руды, уложенной на откосы рудного штабеля в процесс кучного выщелачивания, предложена усовершенствованная система орошения, которая должна монтироваться на необработанные выщелачивающим раствором площади. Для исключения размыва уложенной части склонов при монтаже капиллярных труб использована измененная модификация капиллярной трубы, представляющая собой цельнолитую трубу. Внедрение данного предложения позволило в течение одного года увеличить площади, вовлекаемые под орошение на 17 000 м².

Выполненный объем технических мероприятий позволил эффективно использовать площади штабеля руды. Благодаря такому подходу возрос коэффициент извлечения золота в целом с ПВ и повысилась эффективность производства драгоценного металла.

Очередным оригинальным техническим решением был ввод в эксплуатацию участка локально-сорбционной установки (ЛСУ). Первоначально на руднике ЦКВЗ велись работы по кучному выщелачиванию на первой подушке выщелачивания, где уложен агломерированный рудный материал объемом более 214,0 млн. тонн. После формирования второй подушки выщелачивания работы на данном участке были приостановлены. Для увеличения

эффективности использования площадей уложенной руды, прошедшей уже цикл выщелачивания, для повышения полноты извлечения золота из нее, по результатам проведенных исследований предложено проводить повторное орошение лежалой руды, что обеспечивает увеличение выпуска золота. Повторное орошение ранее отработанных рудных полос привело к дополнительному росту объемов раствора. Ограниченные мощности участка Меррил-Кроу не позволяли перерабатывать дополнительные объемы полученных растворов. При этом расчеты показали, что строительство дополнительной аналогичной установки Меррил-Кроу экономически нецелесообразно (капитальные затраты на строительство, затраты дополнительных реагентов и материалов, электроэнергии и пр.). По результатам проведенных исследовательских работ для переработки полученных дополнительных объемов растворов параллельно основной технологической схеме внедрена технология осаждения золота на активированный уголь на базе локально-сорбционной установки и установки десорбции с последующей цементацией золота и переводом его в сплав Доре непосредственно на установке Меррил-Кроу. Ввод в эксплуатацию процесса повторного орошения ранее отработанных рудных полос с переработкой полученных растворов путем сорбции на локально-сорбционной установке (ввод участка ЛСУ) позволило без существенных материальных затрат получить дополнительную отдачу золота с отработанной кучи выщелачивания и снизить себестоимость получаемого товарного продукта.

Внедрение перечисленных технологических и технических решений не потребовало значительных усилий и материальных затрат, поэтому воспринимается как само собой разумеющимся действием. Однако за этой кажущейся очевидностью кроется профессионализм и умение на основе очевидных явлений сформулировать оригинальную идею по решению производственной задачи.

Список использованной литературы

1. Санакулов К. Обзор современного состояния и развития комплексного использования техногенных отходов. // Горный вестник Узбекистана № 2, 2016. С. 6-11.
2. Санакулов К. К вопросу обоснования и разработки технологии переработки отходов горно-металлургических производств. // Горный вестник Узбекистана № 1, 2009. С. 27-39.
3. Санакулов К. Концептуальные основы решения проблем переработки техногенного сырья. // Горный вестник Узбекистана № 2, 2019. С. 42-56.
4. Дементьев В.Е., Дружинина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра. ОАО «Иргиредмет», Иркутск, 2004, 352 с.
5. Минеев Г.Г. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд. ИрГТУ, Иркутск, 1997, 99 с.
6. Дементьев В.Е. Технологические аспекты кучного выщелачивания благородных металлов из минерального сырья. // Сб. науч. тр. к 125-летию Ин-та «Иргиредмет», Иркутск, 1998. С. 332-354.
7. Образцов А.И. Основы прогнозирования и поиска золоторудных месторождений. //Тр. ИМР, Ташкент, 1999. С. 6874.
8. Роль мелких рудников в золотодобывающей промышленности несоциалистических стран. // ВНИИ эконом. минеральн. сырья и геол. развед. работ № 5, 1988. С. 1-52.

9. Кучерский Н.И., Мазуркевич А.П., Канцель А.В., Мальгин О.Н. Управление минерально-сырьевой базой перерабатывающего производства. // Цветные металлы № 7, 1999. С. 22-27.
10. Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н., Беленко А.П. Отвалы карьера Мурунтау как перспективная сырьевая база для кучного выщелачивания золота. // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Фан, Ташкент, 1997. С. 217-224.
11. Тедеев М.Н., Коробанов Е.Е. Оценка пригодности месторождений золота для кучного выщелачивания. // Горный журнал № 2, 1996. С. 112-114.
12. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2-х т. ОАО «Иргиредмет», Иркутск, 1999. Т. 1, 342 с.
13. Плаксин И.Н., Шабарин С.К. Форма частиц золота и влияние ее на процессы извлечения. // Советская золотопромышленность № 8, 1934. С. 41-43.
14. Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. Недра, Москва, 1989. 302 с.
15. Золоторудное месторождение Мурунтау. // Под ред. Шаякубова Т.Ш. Фан, Ташкент, 1998. 537 с.
16. Прохоренко Г.А. Перспективы, проблемы и пути освоения маломасштабных месторождений золота Кызылкумского промышленного региона. // Сб. «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Фан, Ташкент, 1997. С. 224-230.

17. Королев Н.И. Методические рекомендации по выбору месторождений золотых руд, пригодных для отработки способом кучного выщелачивания. ЦНИГРИ, Москва, 1989. 41 с.
18. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Опыт изучения и разработки. Фан, Ташкент, 2001. 211 с.
19. Толстов Д.Е. Повышение извлечения тонкодисперсного золота управлением кинетикой процесса выщелачивания из руд в многоярусных штабелях. Дис... канд. техн. наук. МГТРА, Москва, 2001. 25 с.
20. McClelland, G.E., Pool D.L., Eisele J.A. Agglomeration heap leaching operations in the precious metals industry. U.S. Bureau of Mines. 1983. IC 8945. McClelland, G.E., D.L. Pool, A.H. Hunt and J.A. Eisele. Agglomeration and heap leaching of finely ground precious-metals-bearing tailings. U.S. Bureau of Mines. 1985. IC 9034.
21. Цытович Н.А. Механика грунтов. Высшая школа, Москва, 1983. 288 с.
22. Цытович Н.А., Тер-Мартirosян З.Г. Основы прикладной геомеханики в строительстве. Высшая школа, Москва, 1981. 318 с.
23. Толстов Е.А., Прохоренко Г. А., Браунли Дж. Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера Мурунтау на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт». // Цветные металлы № 7, 1999. С. 53-56.
24. Кучерский Н.И. Современные технологии при освоении коренных месторождений золота. Издательский дом «Руда и металлы», Москва, 2007. 691 с.

25. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ. Л., 1972. 162 с.
26. Маслов Н.Н. Условия устойчивости склонов и откосов в гидроэнергетическом строительстве. Госэнергоиздат, М. Л. 1955. 468 с.
27. Герсеванов Н.М., Польшин Д.Е. Теоретические основы механики грунтов. Госстройиздат, Москва, 1948. 247 с.
28. Газиев Э.Г. Механика скальных пород в строительстве. Стройиздат, Москва, 1973. 177 с.
29. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов. ВНИМИ. Ленинград, 1962. 138 с.
30. Лодейщиков В.В. Ионнообменная технология извлечения золота: взгляд из «дальнего зарубежья», <https://zolotodb.ru/article/10375>.
31. Мироненко В.А., Шестаков В.М. Основы гидромеханики. Недра, Москва, 1974. 296 с.
32. Оползни. Исследование и укрепление. // Под ред. Шустера Р., Кризека Р. Мир, Москва, 1981. 368 с.
33. Лодейщиков В.В. Ионнообменная технология извлечения золота: взгляд из «дальнего зарубежья», <https://zolotodb.ru/article/10375>.
34. Царьков В.А. Опыт работы золотоизвлекательных предприятий мира. Издат. дом «Руда и металлы», Москва, 2004. 112 с.
35. Федянин С.Н. «Сухая» технология механического обогащения убогих руд месторождения Мурунтау. // Горный вестник Узбекистана № 3, 2008. С. 84-87.

36. Санакулов К., Исмагилов М.М., Дементьев В.Е., Мулло В.М. Освоение технологии переработки хвостов кучного выщелачивания Навоийского ГМК. // Горный журнал № 9, 2018. С. 64-68.
37. Санакулов К. Особенности вовлечения в переработку техногенных отходов горно-металлургических производств. // Горный вестник Узбекистана № 1, 2016. С. 3-7.
38. Санакулов К., Зимин А.В., Арустамян М.А., Нагаева С.П. Минералогические особенности материалов после биологического окисления флотоконцентрата. // Горный журнал № 11, 2016. С. 21-25.
39. Санакулов К., Мустакимов О.М., Эргашев У.А., Ахатов Н.А. О целесообразности применения комбинированных технологий для переработки особо упорных золотосульфидных руд. // Цветные металлы № 2, 2016. С.9-14.
40. Санакулов К. Особенности технологии извлечения металла из упорных золото-сульфидномышьяковистых руд. // Горный вестник Узбекистана № 2, 2014 С. 33-36;
41. Санакулов К., Эргашев У.А., Доберсек А. Совершенствование технологии переработки углистых золотомышьяковистых упорных руд Узбекистана. // Горный журнал № 9, 2018. С. 61-63.
42. Доберсек А., Wotzka N., Мишина О.Н., Санакулов К., Эргашев У.А. Промышленная установка окислительного обжига хвостов сорбционного выщелачивания золота. // Материалы X – международного конгресса и выставки на тему «Цветные металлы и минералы», Красноярск, Россия 2018.

43. Dobersek A., Wotzka N., Mishina O.M., Sanakulov K., Ergashev U.A. A new CIL tailings oxidizing roasting plant//European Metallurgical Conference, Dusseldorf, Germany 2019. P. 89.
44. Санакулов К., Эргашев У.А. и др. Способ извлечения золота из упорных сульфидных золотомышьяковистых руд, патент № IAP 05134, Ташкент, 09.10.2013.
Patentschrift (10) DE 10 2018 108 860 B3 2019.01.24.
Verfahren, Anlage sowie Goldgewinnungsanlage zur Verbesserung der Ausbeute bei der Goldgewinnung durch Sorptionslaugungsverfahren / Dobersek Albin, Sanakulov Kuvandik. Ergashev Ulugbek... // Veröffentlichungstag der Patenterteilung: 24.01.2019.
45. Санакулов К., Эргашев У.А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. ГП «НИИМР», Ташкент, 2014. 286 с.
46. Санакулов К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Фан, Ташкент, 2009. 404 с.
47. Санакулов К., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. Издательство «ФАН», Ташкент, 2011. 304 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ



Общий вид ЦКВЗ



**Подача руды погрузки в приёмный бункер
дробильно-сортировочного комплекса**



Участок дробления руды



Участок грохочения цеха дробления руды



Монтаж дренажной системы подушки выщелачивания



Система мобильных конвейеров для доставки руды на нижний ярус штабеля подушки выщелачивания



**Сооружение дренажного слоя основания подушки
выщелачивания**



Система конвейеров для транспортировки руды



Отсыпка рудного штабеля на подушке выщелачивания



Сооружение защитного экранирующего слоя с использованием бентонита



Участок Меррил-Кроу ЦКВЗ



Разлив плава в тигле из электродуговой печи



**Сплав Доре - готовая продукция цеха кучного
выщелачивания золота**

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ	3
ГЛАВА 1. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРИМЕНЕНИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА В КЫЗЫЛКУМСКОМ РЕГИОНЕ.....	13
1.1. Состояние золоторудной минерально-сырьевой базы НГМК	14
1.2. Особенности разработки золоторудных место- рождений Кызылкумского региона	47
1.3. Геолого-промышленная характеристика, программа и перспектива развития освоения золоторудных месторождений Кызылкумского региона	56
1.4. Геотехнологические условия применения кучного выщелачивания при освоении месторождений золота в Кызылкумском регионе	67
1.5. Влияние минералогического состава руды на процесс кучного выщелачивания золота	87
ГЛАВА 2. ОЦЕНКА ОПЫТА ПРИМЕНЕНИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА.....	107
2.1. Анализ опыта переработки золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания.....	108
2.2. Основные проектные решения по кучному выщелачиванию золота из многоярусного штабеля	136
2.3. Технологические показатели процесса кучного выщелачивания из многоярусного штабеля	153

2.4. Влияние геометрических параметров многоярусного штабеля на эффективность выщелачивания золота	167
ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ФОРМИРОВАНИЮ МНОГО-ЯРУСНОГО ШТАБЕЛЯ ПОВЫШЕННОЙ ВМЕСТИМОСТИ	175
3.1. Выявление факторов, влияющих на устойчивость штабеля рудной массы.....	176
3.2. Выбор расчетной схемы для обоснования устойчивых параметров многоярусного штабеля.....	181
3.3. Определение влияния вяжущих добавок на сопротивления сдвигу измельченной руды.....	187
3.4. Оценка сейсмического воздействия на устойчивость многоярусного штабеля.....	191
3.5. Определение влияния жидкости на устойчивость штабеля рудной массы.....	196
3.6. Разработка конструкции многоярусного штабеля повышенной вместимости.....	214
ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА НАУЧНЫХ ОСНОВ ЦИКЛИЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗ МНОГОЯРУСНОГО ШТАБЕЛЯ	222
4.1. Процесс кучного выщелачивания как саморегулирующая система «орошение-фильтрация-дренаж».....	223
4.2. Взаимосвязь гидравлических и геомеханических параметров при кучном выщелачивании из многоярусных штабелей	232
4.3. Оценка фильтрационного режима в многоярусном штабеле	236

4.4. Оценка кинетики циклического выщелачивания из многоярусных штабелей	246
4.5. Определение рациональных гидрогеомеханических параметров многоярусного штабеля	257
ГЛАВА 5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МОДЕРНИЗАЦИЯ КОМПЛЕКСА С КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ ЗОЛОТА ИЗ МНОГОЯРУСНОГО ШТАБЕЛЯ	262
5.1. Общие положения	263
5.2. Повышение технологической надежности погружно-транспортного звена	266
5.3. Вовлечение в повторное выщелачивание непроработанной рудной массы в штабеле	272
5.4. Управление интенсивностью выщелачивания в многоярусном штабеле	278
5.5. Способ расширения фронта переработки продуктивных растворов кучного выщелачивания.....	285
5.6. Эффективное использование площади штабеля руды при проведении процесса кучного выщелачивания золота	301
5.7. Повышение качества рудного сырья на основе методов предварительного обогащения	305
ГЛАВА 6. ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗ МНОГОЯРУСНЫХ ШТАБЕЛЕЙ	320
6.1. Общие положения.....	321

6.2. Применение малоотходных технологий и перспективные направления совершенствования кучного выщелачивания	322
6.3. Использование бентонита для повышения эффективности процесса кучного выщелачивания золота	328
6.4. Кучное бактериальное выщелачивание золота из сульфидных руд.....	346
Заключение.....	369
Список использованной литературы.....	379

Утверждено к печати Научно-техническим советом
Наввийского государственного горного интситута

Научное издание
Санакулов К.

**ЭФФЕКТИВНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПРИ КУЧНОМ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА**

Издание второе,
переработанное и дополненное

Редактор: Жилыева О.Б.
Тех. редактор: Хамидов А.А., Туйева Ш.К.
Дизайнер: Содиков И.Ю.

Формат 60x84 1/16. Гарнитура «Times New Roman».
Печать офсетная. Офсетная бумага. Услов. Печ. Л. 24,75.
Тираж: 300 шт. Заказ № 1848.

Отпечатано в типографии НГМК
г. Навои, ул. Южная, 25